622.7
О3У

ОБОГАЩЕНИЕ

МИНИСТЕРСТВО ЦВЕТНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ СССР

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

РЕЗЕРВЫ ПОВЫШЕНИЯ ИЗВЛЕЧЕНИЯ МЕТАЛЛОВ ПРИ ОБОГАЩЕНИИ МЕДНО-ЦИНКОВЫХ РУД УРАЛА

МОСКВА 1973

622.7 | 25547
Р 34
Резервы повышения
извлечения металлов
0-23

Книга должна быть возвращена не позже указанного здесь срока

Количество предыдущих выдач _____

63—1971

77 2005.

622.7
Р 34

МИНИСТЕРСТВО ЦВЕТНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ СССР

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

РЕЗЕРВЫ ПОВЫШЕНИЯ ИЗВЛЕЧЕНИЯ МЕТАЛЛОВ ПРИ ОБОГАЩЕНИИ МЕДНО-ЦИНКОВЫХ РУД УРАЛА

ТЕХНИЧЕСКАЯ
БИБЛИОТЕКА
Инв. № 25547

МОСКВА 1973

УДК 622.7 : [622.343:622.344.6

РЕЗЕРВЫ ПОВЫШЕНИЯ ИЗВЛЕЧЕНИЯ МЕТАЛЛОВ ПРИ ОБОГАЩЕНИИ МЕДНО-ЦИНКОВЫХ РУД УРАЛА

В.А.Бочаров, Л.Я.Шубов, В.Н.Филимонов, С.А.Стецкая

(по материалам Всесоюзной школы)

Аннотация

В обзоре дается анализ состояния технологии обогащения медно-цинковых руд Урала с попутным извлечением благородных металлов и опыт ее освоения на уральских обогатительных фабриках.

Приводятся основные факторы, влияющие на повышение извлечения меди и цинка из уральских медно-цинковых руд.

Редактор института "Цветметинформация"
С.А.Стецкая

ВВЕДЕНИЕ

В 1972 г. институтами "Уралмеханобр", "Гинцветмет", "Цветметинформация" и Всесоюзной обогатительной секцией НТО цветной металлургии на СУМЗе, Башкирском медно-серном и Гайском горно-обогатительном комбинатах проведена школа передового опыта по повышению извлечения меди, цинка и золота на медно-цинковых обогатительных фабриках Урала.

В работе школы приняли участие более 50 представителей от 25 предприятий, научно-исследовательских и проектных институтов и организаций; активное участие в работе принял заслуженный деятель науки и техники, профессор, доктор технических наук С.И.Митрофанов.

На школе было заслушано и обсуждено более 35 докладов и сообщений участников школы и передовиков производства и выработаны рекомендации по повышению показателей обогащения основных типов медно-цинковых руд Урала.

Руководители школы выражают благодарность инженерно-техническому составу предприятий, на которых работала школа, авторам докладов и всем участникам за активное обсуждение докладов и сообщений. Авторы брошюры признательны А.В.Шабалину - гл. инженеру Среднеуральской фабрики, П.А.Чванову - гл. обогатителю Башкирского медно-серного комбината, М.А.Беляеву - начальнику Гайской фабрики, Р.М.Гусарову - гл. инженеру Гайской фабрики, С.А.Кулигину - зав. сектором института "Уралмеханобр" за любезно предоставленные материалы, которые использовались при обобщении докладов школы и практики работы обогатительных фабрик.

АНАЛИЗ СОВРЕМЕННОГО СОСТОЯНИЯ ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ УРАЛЬСКИХ МЕДНО-ЦИНКОВЫХ РУД И ПУТИ ЕЕ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ

Отечественные медно-цинковые руды относятся к одним из наиболее труднообогатимых. Сложность обогащения отечественных руд объясняется весьма тонкой, доходящей до эмульсионной, вкрапленностью сульфидов и их тесным взаимным прорастанием, наличием в одном и том же месторождении различных минералов меди (первичного и вторичного образования), характеризующихся различными флотационными свойствами, а также присутствием сульфатной меди, существенно усложняющей селекцию минералов меди от цинка. Характерно, что в рудах, поступающих на фабрики, значительная часть сфалерита активирована растворенной медью уже в самом месторождении.

В табл. I приведены результаты фазового анализа меди в уральских рудах, поступивших на фабрики в последние годы, отражающие среднее распределение форм соединений меди в рудах текущей добычи. Однако, фактически состав уральских руд с течением времени сильно изменяется, что при отсутствии усреднительных и шихтовальных складов еще более усложняет технологию обогащения и затрудняет получение стабильных показателей.

В настоящее время медно-цинковые руды обогащаются на семи уральских фабриках: Среднеуральской, Красноуральской, Карабашской, Кировградской, Сибайской, Гайской и Учалинской. Все фабрики, за исключением Сибайской, работают по схеме коллективной флотации с последующей селекцией коллективного концентрата.

В табл. 2 приведены сведения, характеризующие принципиальную схему переработки руд на отдельных уральских фабриках и реагентный режим флотационного процесса, а также основные изменения в режиме флотации за период с 1965 по 1971 гг.

В предыдущей пятилетке коллективами обогатителей Урала проделан значительный объем работ по изысканию, внедрению и совершенствованию технологических схем и режимов обогащения руд, модернизации и замене устаревшего оборудования, внедрению различ-

Таблица I

Рациональный состав медных минералов в медно-цинковых рудах Урала

Тип руды	Формы нахождения меди, %			
	сульфидная первичная	сульфидная вторичная	сульфатная	окисленная
Учалинская	82,0	I5,I	I,95	0,95
Сибайская	68-88	I0,30	2,0	-
Дегтярская	8I,05	I3,45	4,5	I,0
Гайская (третья залежь)	90,6	7,9	I,5	-
Гайская (пятая залежь)	65,3	3I,0	2,2	I,5
Межозерная	65,5	24,0	2,0	8,5
Месторождения "Ш-й Интернационал"	74,4-92,2	23,5-5,0	I,5-2,0	0,6-0,8
Карабашская (первичная)	93,0	5,0	I,5	0,5
Карабашская (вторичная)	79,5	I8,3	I,7	0,5

ных усовершенствований процесса флотации и вводу дополнительных новых мощностей.

За последние годы разработаны, испытаны и внедрены:

- эффективные способы разделения руд и концентратов с применением многостадийных схем измельчения и флотации;
- технологии получения высококачественных медных, цинковых и пиритных концентратов с применением развитых схем доизмельчения и классификации грубых концентратов или промпродуктов;
- технология бесцианидных методов флотационного разделения сульфидных руд с использованием различного рода малотоксичных реагентов-подавителей, обеспечившая значительное снижение затрат на реагенты и очистку сточных вод;
- различные методы интенсификации флотационного процесса, как например, применение флотомашин различных типов, подогрев флотационных пульп и др.

По проектам институтов "Унипромедь" и "Уралмеханобр" введены в эксплуатацию новые мощности обогатительных фабрик Башкирского медно-серного комбината, Гайского и Учалинского горно-обогатительных комбинатов, реконструированы измельчительные

Таблица 2

Характеристика основных изменений в технологии флотации на уральских фабриках за период с 1965 по 1971 гг.

Фабрика	Год	Тонкость помола, % – 74мк	Расход реагентов, г/т		Примечание
			собиратели, пенообразователи, регуляторы	подавитель сфалерита в медном цикле, г/т	
Среднеуральская (руда Дегтярского месторождения)	1965	90	Бутиловый ксантогенат (260), бутиловый аэрофлот (57), сернистый натрий (38), медный купорос (580), активированный уголь (110), пиридин и флотомасло (77), известь (29 кг/т)	Цианплав (625), цинковый купорос (1330)	Руда содержит пирит (80%), халькопирит, ковеллин, халькозин, сфалерит (клейофан), порода – кварц, барит, серицит, глинозем. Медь на 25% представлена вторичными минералами. Руду обогащают по схеме коллективной флотации с последующей селекцией (после доизмельчения до 95% –0,044 мм) коллективного концентрата
	1971	90	Бутиловый ксантогенат (284), бутиловый аэрофлот (49), сернистый натрий (467), медный купорос (430), активированный уголь (118), известь (16 кг/т)	Сернистый натрий, цинковый купорос (1400), известь	
Кировградская (руды Левихинского и Ломовского месторождений)	1965	60	Бутиловый ксантогенат (40), бутиловый аэрофлот (30), флотомасло (30), медный купорос (90), известь (7 кг/т)	цианплав (245), цинковый купорос (685)	Руда содержит пирит, халькопирит, сфалерит. Порода – серицитовые, кварцево-серицитовые и кварцево-серицито-хлоритовые сланцы. Первичными сульфидами представлено 85% всей меди. Руду обогащают по схеме коллективной флотации с последующей селекцией (после доизмельчения до 90% –0,074 мм) коллективного концентрата
	1971	60	Бутиловый ксантогенат (48), бутиловый аэрофлот (10), МЛ-68 (40), медный купорос (38), сернистый натрий (177), известь	Сернистый натрий, цинковый купорос (520), известь	

Продолжение табл. 2

Фабрика	Год	Тонкость помола, % –74 мк	Расход реагентов, г/т		Примечание
			собиратели, пенообразователи, регуляторы	подавитель сфалерита в медном цикле, г/т	
Карабашская	1965	65	Бутиловый ксантогенат (120), бутиловый аэрофлот (45), флотомасло (45), медный купорос (145), сернистый натрий (12 кг/т), известь (7 кг/т)	Цианплав (305), цинковый купорос (840)	Руда содержит пирит (72%), халькопирит, сфалерит, борнит, ковеллин. Порода – кварцито-серицитовые и кварцево-хлоритовые сланцы. Руду обогащают по схеме коллективной флотации с последующей селекцией
	1971	95	Бутиловый ксантогенат (90), изопропиловый ксантогенат (35), бутиловый аэрофлот (30), ОПСБ (6), медный купорос (160), известь	Сернистый натрий (350), сульфит натрия (120), цинковый купорос (620)	
Учалинская (учалинские и межозерные руды)	1971	83	Бутиловый ксантогенат (205), бутиловый аэрофлот (20), тяжелые масла (10), медный купорос (370), активированный уголь (40), известь (~10 кг/т).	Сернистый натрий (170), цинковый купорос (780), известь	Руда содержит пирит, халькопирит, сфалерит. Руду обогащают по схеме коллективной флотации с последующей селекцией (после доизмельчения до 90% –0,044 мм); грубый медный концентрат доизмельчают до 97% –0,044 мм (в присутствии сернистого натрия и цинкового купороса)

Продолжение табл.2

Фабрика	Год	Тонкость помола, % -74 мк	Расход реагентов, г/т		Примечание
			собиратели, пенообразователи, регуляторы	подавитель сфалерита в медном цикле, г/т	
Сибайская	1965	85	Бутиловый ксантогенат (424), бутиловый аэрофлот (44), сосновое масло (75), медный купорос (457), сернистый натрий (470), активированный уголь (95), сода (82), известь (7,5 кг/т)	Цианплав (190), цинковый купорос (1390)	Руда содержит пирит (75%), сфалерит, халькопирит, ковеллин. Порода - кварц, кальцит. Медь на 20% представлена вторичными сульфидами. Руду обогащают по схеме прямой селективной флотации минералов меди, цинка и пирита. Грубый медный концентрат доизмельчают до 90% -0,044мм Цинковый концентрат перемешивают с сернистым натрием, сгущают, разбавляют до 35% твердого, перемешивают с цинковым купоросом и содой и проводят медно-пиритную флотацию (обезмеживание и обезжелезнение)
	1971	83-86	Бутиловый ксантогенат (212), бутиловый аэрофлот (10), тяжелые масла (20), сернистый натрий (500), медный купорос (550), цинковый купорос (288), железный купорос (490), сода (23), известь (10,6 кг/т)	Сернистый натрий (50), сульфит натрия (16), цинковый купорос (188), известь (6,2 кг/т)	

Продолжение табл. 2

Фабрика	Год	Тонкость помола, % -74мк	Расход реагентов, г/т		Примечание
			собиратели, пенообразователи, регуляторы	подавитель сфалерита в медном цикле, г/т	
	1971 (первое полугодие)	95	Бутиловый ксантогенат (230), бутиловый аэрофлот (20), Т-66 (30), медный купорос (400)	Сернистый натрий (1,5 кг/т), цинковый купорос (1,9 кг/т), сульфит натрия (550), известь	Руда содержит пирит (80-85%), халькопирит сфалерит, ковеллин, халькантит Руду обогащают по схеме последовательной селективной флотации минералов меди и цинка; медный и цинковый концентраты перед перечистками доизмельчают до 95% -0,044 мм
Гайская	1971 (второе полугодие)		Бутиловый ксантогенат (150), изопропиловый ксантогенат (150), бутиловый аэрофлот (20), медный купорос (450), известь	Сернистый натрий (3 кг/т), Цинковый купорос (4-5 кг/т)	Руду обогащают по схеме коллективной флотации (содержание свободной CaO 400-500 г/м^3), коллективный концентрат подвергают десорбции с добавлением Na_2S и активированного угля, сгущают, доизмельчают в присутствии Na_2S и разделяют при депрессии сфалерита цинковым купоросом (флотируют сульфиды меди и железа)

отделения Кировградской и Карабашской обогатительных фабрик, в стадии реконструкции находятся измельчительные отделения обогатительной фабрики Красноуральского комбината и СУМЗа.

В табл. 3 приведены показатели работы на уральских фабриках, достигнутые за период с 1965 по 1971 гг., а также за первое полугодие 1972 г.

При переработке медно-цинково-пиритных руд на уральских фабриках содержание меди в медном концентрате составило в

Таблица 3

Показатели работы медно-цинковых фабрик СССР

Фабрика	Год	Переработка в 1971 г. (% к 1965 г.	Содержание в одноименных концентратах		Извлечение в одноименные концентраты	
			меди	цинка	меди	цинка
Среднеуральская	1965	100,5	15,18	47,83	82,54	48,33
	1971		13,0	49,62	78,67	55,98
	1972			49,07		56,61
Кировградская	1965	102,5	14,94	48,8	86,85	47,5
	1971		14,97	46,62	88,06	32,07
	1972			46,48		37,68
Гайская	1971	-	16,08	42,01	87,0	23,9
	1972			40,87		31,23
Карабашская	1965	103,0	17,06	56,11	89,84	50,22
	1971		17,94	51,88	89,14	63,05
	1972			50,9		60,51
Учалинская	1971	-	16,68	48,04	78,8	67,35
	1972			48,09		68,1
Сибайская	1965	133,3	15,6	47,97	80,62	53,6
	1971		19,07	51,71	83,16	71,23
	1972			50,51		70,69

1971 г. 16%, а цинка - 6,3%. По сравнению с 1965 г. извлечение меди осталось на прежнем уровне, но выпуск медного концентрата увеличился на 175,5% (в основном за счет ввода в действие Гайской и Учалинской фабрик).

Извлечение цинка в 1971 г., по сравнению с 1965 г., возросло более чем на 4%; цинковые концентраты содержат 49,1% цинка и 1,13% меди.

Выпуск цинкового концентрата в 1971 г. увеличился по сравнению с 1965 г. более чем в два раза (в основном за счет Сибайской и Учалинской фабрик). Наиболее высокое извлечение цинка в 1971 г. достигнуто на Сибайской фабрике - 71,2% (в концентрат с содержанием цинка 51,7%).

Руда, поступающая на Кировградскую и Карабашскую фабрики, характеризуется неблагоприятным соотношением меди и цинка (1,4:1).

Как видно из табл. 2, основным собирателем при флотации труднообогатимых отечественных руд является бутиловый ксантогенат. Лишь на Гайской и Карабашской фабриках в 1971-1972 гг. в сочетании с бутиловым применяли изопропиловый ксантогенат. Применение сочетания собирателей на Гайской фабрике способствует повышению извлечения меди приблизительно на 0,5%. Расходы бутилового ксантогената весьма значительны и на многих фабриках превосходят 200 г/т.

Следует отметить, что применение чрезмерно сильных собирателей при больших расходах в коллективном и медном цикле привело к большому расходу подавителей для депрессии пирита и сфалерита, что в свою очередь обуславливает значительные потери металлов в разноименных концентратах. Тот факт, что на Сибайской фабрике в 1971 г. по сравнению с 1965 г. расход бутилового ксантогената снижен в два раза с одновременным улучшением показателей обогащения, говорит о больших резервах совершенствования технологии в этом направлении. Об этом свидетельствуют также и опыт работы Кировградской фабрики, где расход бутилового ксантогената не превышает 50 г/т и промышленные испытания по снижению расхода собирателя и активатора в цикле коллективной флотации, проведенные на Гайской фабрике. В ходе испытаний было установлено, что расходы собирателя и активатора можно существенно сократить, если изопропиловый ксантогенат использовать в сочетании с бутиловым в соотношении от 1:1 до 1:2 с таким распределением расхода собирателя, чтобы в медно-цинковую головку и основную флотацию дозировать не менее 70% от общего расхода реагента (по данным лабораторных испытаний на фабричных пульпах подача собирателя в контрольную флотацию мало влияет на повыше-

ние извлечения меди и цинка). При этом потребовалась даже организация дополнительной точки подачи собирателя в середину флотации медно-цинковой головки. Кроме того, точка подачи медного купороса из пульподелителя, установленного перед медно-цинковой головкой, была перенесена в цикл второй стадии измельчения, что обеспечивает более длительный контакт рудной пульпы с активатором и предотвращает взаимодействие медного купороса с собирателем.

Промышленные испытания показали, что в итоге выполнения отмеченных мероприятий снижение расходов ксантогената и медного купороса возможно без ухудшения показателей флотации, причем прослеживается тенденция улучшения качества коллективных концентратов. Расход собирателя в коллективном цикле снижается с 335 г/т до 200 г/т, расход медного купороса - с 450 г/т до 250 г/т.

Очевидно, осуществление аналогичных мероприятий на Сибайской фабрике, где, в частности, точки подачи медного купороса и ксантогената в цинковом цикле расположены неоправданно близко друг к другу, также приведет к сокращению расхода реагентов.

Из пенообразователей на отечественных фабриках применяют тяжелые масла Т-66 и ИМ-68, вытеснившие сосновое масло, флотомасло и пиридин.

Крупным достижением в работе отечественных фабрик является разработка и внедрение технологии бесцианидной селекции минералов меди и цинка. Если в 1965 г. на всех фабриках для депрессии сфалерита применяли цианплав (200-600 г/т) и цинковый купорос (700-1400 г/т), то в 1971 г. для этих целей использовали сочетание сернистого натрия и цинкового купороса в известковой среде, иногда с добавлением сульфита натрия.

За исключением Гайской фабрики, где технология еще не отработана, расход сернистого натрия обычно составляет 50-350 г/т, цинкового купороса 500-1500 г/т, сульфита натрия 15-120 г/т, показатели работы фабрик несколько улучшились.

Следует отметить, что режимы флотации сульфидов на уральских фабриках не соответствуют флотируемости свободного золота, количество которого в руде составляет часто не менее 10% от общего содержания. Сернистый натрий и известь при больших расходах депрессируют золото. Однако существенное повышение извлечения золота, видимо, связано с организацией соответствующей переработки пиритных концентратов, в которых теряется в среднем 40-50% золота.

В 1971 г. около 30% уральских руд перерабатывались без извлечения цинка в самостоятельный концентрат; весь флотируемый

сфалерит переходил в медный концентрат. Следует отметить, что повышенное содержание цинка в медных концентратах (6-II%) существенно ухудшает показатели отражательной плавки; до настоящего времени цинк и кадмий при переработке медных концентратов теряются практически полностью.

Дальнейшее повышение комплексности использования уральских руд может быть решено двумя путями: во-первых, развитием и совершенствованием флотационных методов обогащения с целью максимального извлечения цветных и благородных металлов и получения цинковых концентратов изо всех перерабатываемых на фабриках медно-цинковых руд; во-вторых, вовлечением в комплексную переработку труднообогатимых руд ряда месторождений Урала методами, сочетающими флотацию и металлургию.

В настоящее время практическое применение находит только первый путь; второй путь - сочетание флотации и металлургии, оставаясь весьма перспективным, не выходит пока за рамки лабораторных исследований.

Анализ причин потерь металлов в хвостах и разноименных концентратах показывает, что большая часть их приходится на сростки сульфидов меди и цинка с пиритом. Значительная часть потерь цинка в медном концентрате также обусловлена сростками сфалерита с сульфидами меди и пиритом. Все это указывает на необходимость более тонкого измельчения руд и продуктов флотации. В то же время почти половина потерь меди и цинка в хвостах, а также цинка в медном концентрате приходится на тонкие минеральные зерна (класса -0,03 мм), свободные от сростков. Это предопределяет необходимость изыскания оптимальных режимов, а также дальнейшего развития и совершенствования стадийности в схемах измельчения и флотации.

Анализируя состояние извлечения металлов, следует отметить, что рост извлечения цинка и меди из переработанных руд был ограничен рядом обстоятельств:

- нарушением технологических режимов из-за увеличенной переработки руд, в первую очередь, загрубления помола на Сибайской, Учалинской, Красноуральской фабриках на I0-I5% против требуемого по исследованиям. Прирост переработки руд по селективным схемам флотации на фабриках Урала за 1966-1970 гг. составил: по Учалинской в I,3 раза (по сравнению с проектной); по Сибайской - в I,45 раза; по Карабашской - в I,I раза; по Красноуральской фабрике переработка медно-цинковых руд возросла по сравнению с 1960 г. в 3,5 раза;

- отсутствием на большинстве фабрик усреднительных складов, промежуточных отвалов и вынужденная переработка руд в произвольных смесях вследствие многосортности руд;

- отсутствием на некоторых фабриках собственной сырьевой базы, в результате чего переработано привозных руд (% от общего количества): на Красноуральской фабрике - 75, Среднеуральской - 40, Карабашской - 30, Кировградской - 23, что при отсутствии надлежащих условий складирования приводило к смешению различных сортов руд, нарушению режимов и снижению показателей;

- задержкой реконструкции отдельных фабрик, что явилось причиной отсутствия оптимальных условий измельчения и флотации, а также причиной переработки около 30% добытых медно-цинковых руд по простым коллективным схемам флотации с полной потерей цинка.

Это прежде всего следует отнести к Красноуральской фабрике, затянувшаяся реконструкция измельчительного и флотационного отделений которой и использование в качестве технологической воды всех проистоков комбината привели к значительному снижению извлечения меди и цинка; к Среднеуральской фабрике, вторая секция которой переведена на схему селективной флотации с вовлечением всех руд Дегтярского месторождения в переработку с извлечением цинка лишь в июле 1972 г.;

- несовершенством технологических схем измельчения руды и продуктов флотации в связи с отсутствием необходимых фронтов измельчения и классификации и, как следствие этого, недостаточной степенью раскрытия сростков сульфидов меди и цинка с пиритом.

Для большинства уральских руд наиболее полная степень раскрытия сульфидов достигается при измельчении руды или концентратов до 80-95% класса -0,044 мм; в этом случае при флотационном разделении сульфидов наблюдается наиболее четкая селекция минералов меди и цинка (рис. 1-3). Зависимости, показанные на этих рисунках, типичны для большинства руд месторождений Урала (Гайского (5-й залежи), Учалинского, Дегтярского, Сибайского, Межозерного). Однако требуемый помол достигается не на всех обогатительных фабриках Урала; на ряде фабрик (Учалинская, Сибайская, Красноуральская) фактический помол на 10-15% (абс.) ниже необходимого. В то же время пески классификаторов содержат не менее 20% готового класса.

В настоящее время операции доизмельчения грубых медных концентратов осуществлены на Учалинской, Сибайской, Красноуральской фабриках. Полезность этого очевидна и подтверждена эффективностью.

Операция доизмельчения грубых цинковых концентратов или промпродуктов цинкового цикла (за исключением Учалинской фабрики) ни на одной из фабрик не организована, хотя это один из ос-

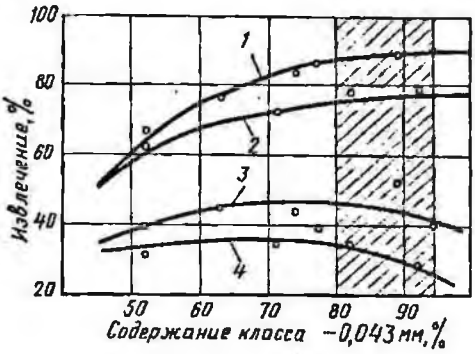

Рис. I. Зависимость извлечения металлов (I; 2 меди; 3; 4 цинка, в грубый медный концентрат от степени раскрытия минералов:
I; 3 – показатели по селективной флотации; 2; 4 – показатели по стадиальной селективной флотации

Рис. 2. Влияние степени доизмельчения коллективного концентрата на результаты разделения, при условиях: pH – 9; расход реагентов, г/т: сернистый натрий – 800, цинковый купорос – 2000, активированный уголь – 200, ксантогенат – 50, флотомасло – I0; медь – I; цинк – 2

новных резервов повышения извлечения цинка и улучшения качества концентрата.

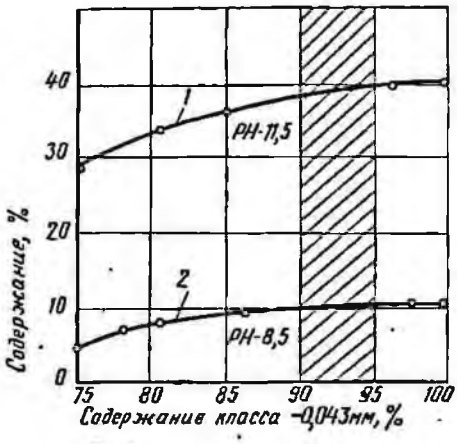

Рис. 3. Влияние степени доизмельчения грубых концентратов на результаты первых перечистных операций; цинк – I; медь – 2

Одним из главных факторов, определяющих селективность процесса флотации при принятых способах разделения является величина pH в измельчении и флотации, которую необходимо поддерживать в строго определенных значениях. Лучшая флотируемость сульфидов меди и более полная депрессия сфалерита и пирита достигается при pH в измельчении 7-8 и во флотации 9-10 (рис. 4). При повышении pH в измельчении выше 8 и во флотации выше 11 депрессия сфалерита ухудшается.

Наибольшее подавляющее действие на сфалерит и пирит оказывает сернистый натрий – один или в смеси с сульфитом натрия, тиосульфатом натрия или цинковым купоросом (рис. 5).

Немаловажное значение при селективной флотации сульфидов меди и цинка имеет продолжительность аэрации пульпы перед флотацией. Значительная часть пирита в рудах Урала является весьма флотоактивной и переходит в медный и цинковый концентраты, несмотря на высокие расходы подавителей. Хорошей флотируемости пирита (особенно тонкоизмельченного) в медном цикле способствует область значений pH 7-9, которая необходима для лучшей депрессии сфалерита.

Для усиления подавления флотации пирита целесообразно проводить аэрацию пульпы в присутствии извести, повышающей скорость окисления пирита. Обычно аэрация перед селективной флотацией эффективна при более высоких значениях (pH=9-10).

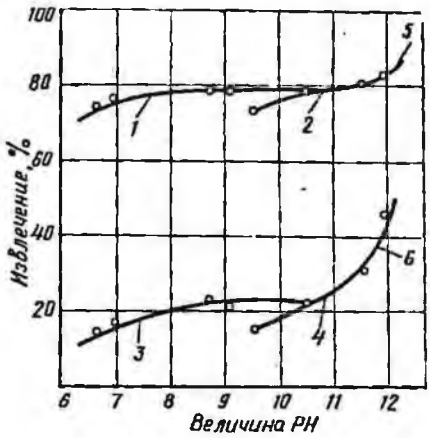

Рис. 4. Влияние pH на результаты разделения:
I,3 – в измельчении (pH во флотации 8,8-I0,5); 2,4 – во флотации (pH в измельчении 8,9); медь – 5; цинк – 6

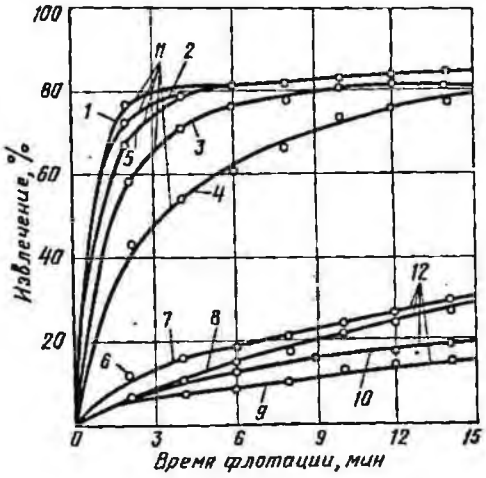

Рис. 5. Влияние различных подавителей на кинетику разделения минералов:

I,6 – Na_2S, 300 г/т;
2,7 – Na_2S, 300 г/т + $ZnSO_4$, 700 г/т;
3,8 – NH_4HSO_3, 3000 г/т;
4,9 – NH_4HSO_3, I000г/т + NA_2S, 300 г/т;
5,I0 – NH_4HSO_3, I00г/т + Na_2S, 300 г/т;
медь – II; цинк – I2

ТЕХНИЧЕСКАЯ БИБЛИОТЕКА
АРСЕНЬ

Вследствие окисления пирита pH снижается до 8-10, при этом в медной флотации сфалерит малоактивен.

На рис. 6 приведены показатели разделения коллективного концентрата в зависимости от аэрации. При этом качество медного концентрата с увеличением продолжительности аэрации до 10 мин значительно улучшается. Особо важное значение аэрация пульпы с известью имеет перед цинковой флотацией. Оптимальное время аэрации также составляет 10 мин. В условиях аэрации извлечение цин-

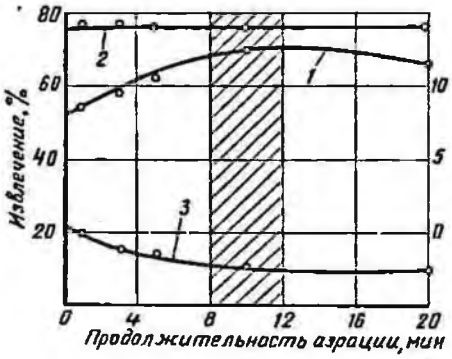

Рис. 6. Влияние аэрации на результаты разделения коллективного концентрата. Расход реагентов, г/т: в измельчение-сернистый натрий - 800, цинковый купорос - 2000, активированный уголь - 200; в агитацию - известь - 500; во флотацию - ксантогенат - 50; флотомасло - 15; pH = 8,5-9,5;

1 - содержание меди; 2 - медь; 3 - цинк

ка в грубый цинковый концентрат при любых расходах извести выше, чем в условиях простого перемешивания, на 10-20%. При этом извлечение железа практически не зависит от условий контактирования пульпы с известью и ее расхода, что указывает на слабую депрессию пирита.

Важное значение при разделении цинково-пиритных пульп имеет температура. С повышением температуры пульпы до 65°С извлечение цинка возрастает на 10%. Извлечение железа (в виде пирита) в грубый цинковый концентрат с ростом температуры до 95°С снижается в два раза (рис. 7).

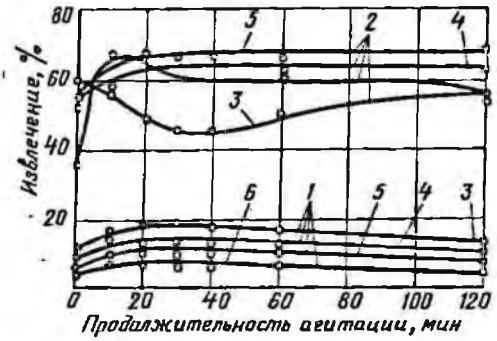

Рис. 7. Влияние агитации и температуры на результаты разделения сфалерита и пирита в цинковой флотации:
I – извлечение железа; 2 – извлечение цинка; 3 – 20°; 4 – 40°; 5 – 65°; 6 – 95°С

Практически приемлемой и экономически оправданной может быть температура в интервале 40–65°С. При этом продолжительность перемешивания оказывает существенное влияние в пределах до 20 минут. Однако наибольшее содержание цинка и наименьшее содержание железа в грубом цинковом концентрате наблюдается при температуре 95°С.

При снижении температуры до 20°С содержание цинка снижается на I0%, а содержание железа возрастает на 7%. Промышленные испытания на Красноуральской фабрике подтвердили эффективность операции нагрева пульпы в цинковой флотации.

Подогрев пульпы в цинковом цикле может быть осуществлен при различных операциях, а это дает возможность повышения качества концентратов.

Подогрев хвостов медной флотации обеспечивает повышение извлечения цинка и рост качества концентрата.

Дальнейшее повышение комплексности использования рудного сырья, увеличение производства металлов и улучшение качества селективных концентратов на обогатительных фабриках Урала связано с разработкой и внедрением научно обоснованных методов усреднения руд перед обогащением, организацией измельчения руд и продуктов флотации до необходимой крупности, расширением применения пневмомеханических флотомашин ФПМ-ГМО-I,6, совершенствованием реагентных режимов флотации (в первую очередь с отработкой режимов работы при минимальных расходах реагентов), внедрением автоматического регулирования щелочности, плотности

и уровня пульпы, а также постоянства питания мельниц рудой и выполнением некоторых других мероприятий. Одним из перспективных направлений улучшения комплексного использования труднообогатимого сырья (пятой залежи Гайского, Межозерного, Кировградского и др. месторождений) является разработка комбинированных схем, предусматривающих получение богатых медных (по возможности и цинковых) концентратов и медно-цинковых промпродуктов, пригодных для гидро-пирометаллургической переработки.

ОПЫТ ОСВОЕНИЯ ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ МЕДНО-ЦИНКОВЫХ РУД НА УРАЛЬСКИХ ФАБРИКАХ

Совершенствование технологии извлечения меди и цинка

Существенное значение имеет изучение опыта совершенствования технологии флотации медно-цинковых руд на ведущих уральских фабриках : Среднеуральской, Сибайской, Гайской.

Среднеуральская фабрика в настоящее время перерабатывает медно-цинковые руды с выделением медного и цинкового концентратов на двух секциях - второй и третьей. На фабрику поступают руды Дегтярского месторождения, представляющего собой характерный тип сплошных колчеданных месторождений Среднего Урала. Ранее месторождение имело зональное строение, но к настоящему времени зоны окисления и выщелачивания полностью выработаны. Соотношение меди и цинка в руде текущей добычи I:2. Основной рудообразующий минерал - пирит (75-80%). Зерна медных и цинковых минералов образуют сростки в виде межзерновых образований в пирите.

Нерудные минералы представлены кварцем, карбонатами, серицитом, баритом. Из медных минералов наиболее распространен халькопирит (реже встречаются борнит, блеклая руда, ковеллин, куприт), из цинковых - сфалерит. Содержание вторичных медных минералов колеблется от I0 до 40%, сульфатов - от 0,05 до 4%.

Над решением задач комплексного использования дегтярских медно-цинковых руд на стадии обогащения работали ведущие научно-исследовательские институты и исследовательская лаборатория фабрики. В итоге сравнительного испытания различных технологических схем и реагентных режимов (табл. 4) фабрика в I960 г. внедрила схему коллективно-селективной флотации и цианидный способ селекции коллективного концентрата. Перед коллективной

Таблица 4

Результаты промышленных испытаний различных технологических схем и реагентных режимов на Среднеуральской фабрике

Принципиальная технология	Содержание, %				Извлечение, %			
	медный концентрат		цинковый концентрат		медный концентрат		цинковый концентрат	
	Cu	Zn	Cu	Zn	Cu	Zn	Cu	Zn
Прямая селективная флотация	I4,79	8,75	2,II	45,7I	75,56	30,58	I,79	26,30
Коллективная флотация с десорбцией коллективного концентрата и последующим бесцианидным разделением (Na_2SO_3 и $FeSO_4$)	I7,I0	8,83	3,38	5I,3	67,3	23,7	4,8	50,3
Коллективная флотация, доизмельчение коллективного концентрата с цианплавом, $ZnSO_4$, Na_2S и активированным углем и последующая селекция	20,3	7,44	I,62	49,87	74,II	I4,43	3,28	53,79
Коллективная флотация, доизмельчение коллективного концентрата при pH 7,5–8,5 с Na_2S и $ZnSO_4$ и последующая селекция с добавлением этих реагентов	I9,II	8,66	I,5I	48,97	73,77	I7,34	3,35	56,38

флотацией руда измельчалась до 90% -74 мк. Коллективная флотация проводилась в щелочной известковой среде. Коллективный концентрат после сгущения доизмельчался в присутствии цианплава, цинкового купороса, сернистого натрия и активированного угля и разделялся с получением медного и цинкового концентратов и пи-

ритсодержащих хвостов, причем хвосты медного цикла подвергались сгущению и отмывке.

В 1970 г. на Среднеуральской фабрике был внедрен бесцианидный метод разделения коллективных концентратов с применением в качестве подавителей сфалерита сернистого натрия и цинкового купороса.

Перевод фабрики с цианидной технологии на новую не потребовал каких-либо капитальных затрат. При внедрении бесцианидного способа селекции на фабрике, для улучшения классификации доизмельченного коллективного концентрата, число качаний чашевого классификатора снизилось с 8 до 5,5 в минуту, что обеспечило получение слива классификатора крупностью 95% -74 мк. Кроме того была осуществлена дробная подача депрессоров по ходу процесса и подача извести в основную медную флотацию.

Было установлено, что наиболее устойчивые показатели селекции достигаются при величине pH в процессе доизмельчения коллективного концентрата в пределах 7,5 - 8,5 при содержании свободной CaO 10-30 г/м^3. Медная флотация проводится при содержании в пульпе свободной CaO 80-120 г/м^3; в контрольную медную флотацию дополнительно подается сернистый натрий и цинковый купорос, в первую перечистку медного концентрата - сернистый натрий. Основная цинковая флотация осуществляется при содержании свободной CaO 350-400 г/м^3, перечистная - 600-1000 г/м^3 свободной CaO.

Характерно, что при цианидном способе разделения сульфидов меди и цинка основная цинковая флотация проводилась при содержании свободной CaO 900-1000 г/м^3, перечистка - при 1100-1200 г/м^3. Расход извести сократился с 28 кг/т до 15 кг/т руды. Для выдерживания пониженных расходов извести сконструированы и внедрены известковые питатели с дистанционным управлением, поддерживающие заданные режимы. Снижение расхода извести позволило также уменьшить расход медного купороса с 430 до 300 г/т. Установка пневномеханических флотомашин и перераспределение нагрузок в цикле флотации выявили возможность повышения производительности секции по переработке медно-цинковой руды на 8%. В итоге годовой экономический эффект от внедрения бесцианидной технологии составил 234 тыс. руб.

На Среднеуральской фабрике в 1971 г. проведены промышленные испытания способа селекции с применением в качестве подавителей сфалерита комбинации цинкового купороса и тиосульфата натрия. Испытания показали принципиальную возможность селекции коллективных концентратов с применением этих реагентов с одновременным исключением из процесса сернистого натрия и достижением равноценных показателей. Расход тиосульфата натрия составляет

I,3-2 кг/т. Приблизительно 30-65% от его общего расхода требуется подать в операцию доизмельчения коллективного концентрата, а остальное - во флотацию.

Комплексное обогащение дегтярских руд существенно улучшилось с переводом в июле 1972 г. еще одной секции фабрики на схему коллективно-селективной флотации. Затраты на реконструкцию быстро окупятся.

Заслуживает внимания внедрение на Среднеуральской фабрике схемы вывода мелочи готового класса -10 мм перед дроблением с направлением его непосредственно в главный корпус, минуя вторую стадию дробления, а также испытание на этой фабрике метода автоматического регулирования уровня пульпы в пневматических флотомашинах.

Медно-цинковые руды, перерабатываемые на Сибайской фабрике, также характеризуются весьма тонким и сложным взаимопрорастанием рудных минералов. Руды представляют собой сплошные пиритные образования с тонкой вкрапленностью сульфидов меди и цинка в виде ксеноморфных образований преимущественно по межзерновым промежуткам пирита. Содержание пирита составляет 60-85%, сфалерита - около 7%, халькопирита - 2-2,5%, нерудных (хлорит, кварц, карбонаты, пироксены, полевые шпаты) - 10-30%. Весьма часто в сфалерите наблюдается обильная эмульсионная вкрапленность халькопирита. Требуемая тонкость измельчения руды перед флотацией 95-98% -74 мк. Соотношение меди и цинка в руде текущей добычи колеблется в последние годы в пределах I:2,3 - I:2,9.

С 1965 г. руды на Сибайской фабрике обогащают по схеме прямой селективной флотации с доизмельчением грубых медных концентратов и получением медного, цинкового и пиритного концентратов. До этого на фабрику поступали преимущественно брекчиевидные руды с соотношением меди и цинка I:I,3 - I,8, которые перерабатывали по схеме коллективно-селективной флотации в высокощелочной среде (400-500 г/м^3 свободной CaO) с доизмельчением коллективного, а впоследствии грубого медного концентрата. По сравнению со схемой прямой селекции, эта схема обеспечивала получение более высоких технологических показателей и повышение производительности фабрики.

При работе по коллективно-селективной схеме, а также в первые годы применения прямой селекции, пиритный концентрат получали из песковой фракции хвостов контрольной цинковой флотации. В качестве регулятора среды применяли соду. При этом извлечение серы в пиритный концентрат не превышало 36-37%.

Показатели пиритной флотации улучшились при замене соды на отходы лакокрасочного производства (железный купорос), а затем – на содержащие CO_2 (30%) отходящие газы известковообжиговой печи. С 1968 г. в связи с поступлением медно-цинковых колчеданных руд с содержанием серы 40-43% необходимость проведения пиритной флотации отпала и пиритный концентрат стали получать в виде камерного продукта, содержание серы в котором на 1,5-2% выше, чем в руде.

На Сибайской фабрике впервые в СССР в 1965 г. была внедрена технология бесцианидного разделения сульфидов меди и цинка с применением комбинации реагентов – сульфита натрия, сернистого натрия, цинкового купороса и извести.

Характерной особенностью технологической схемы, применяемой в настоящее время, является доводка цинковых концентратов, содержащих 30-40% цинка и 1-2% меди, методом обратной флотации (рис.8).

Цинковый концентрат подвергают операции десорбции сернистым натрием, после чего из него флотируют сульфиды меди и пирит в содовой среде с депрессией сфалерита цинковым купоросом. Анализ показывает, что в отдельные смены на доводку поступает концентрат с содержанием цинка до 45%. Отсюда весьма перспективной представляется отработка условий доводки методом прямой флотации с депрессией пирита известью, что по-видимому, хотя и потребует одновременной корректировки режима медной и цинковой флотации, но является важным резервом повышения извлечения цинка. Характерно, что цинковые концентраты из сибайских руд, поступающих на Красноуральскую фабрику, получают только по схеме прямой флотации.

Существующая технология доводки цинковых концентратов, при условии ее дальнейшего применения на фабрике, должна быть усовершенствована. Так, по данным минералогического анализа, пенный медно-пиритный продукт в операции обезмеживания-обезжелезнения в основном представлен сростками пирита и сфалерита. Узел доизмельчения в операции доводки работает крайне неэффективно. Первоочередной задачей является организация оптимального доизмельчения цинковых продуктов с установкой мельницы большого объема взамен существующей. Важным условием получения высоких и стабильных показателей является также наладка операции десорбции. В настоящее время полнота десорбции не достигается, что связано с низкой (не превышающей 35%) плотностью чернового цинкового концентрата, поступающего на десорбцию, недостаточным (меньше 10 минут) временем контакта пульпы с сернистым натрием и низкой концентрацией сернистого натрия в процессе де-

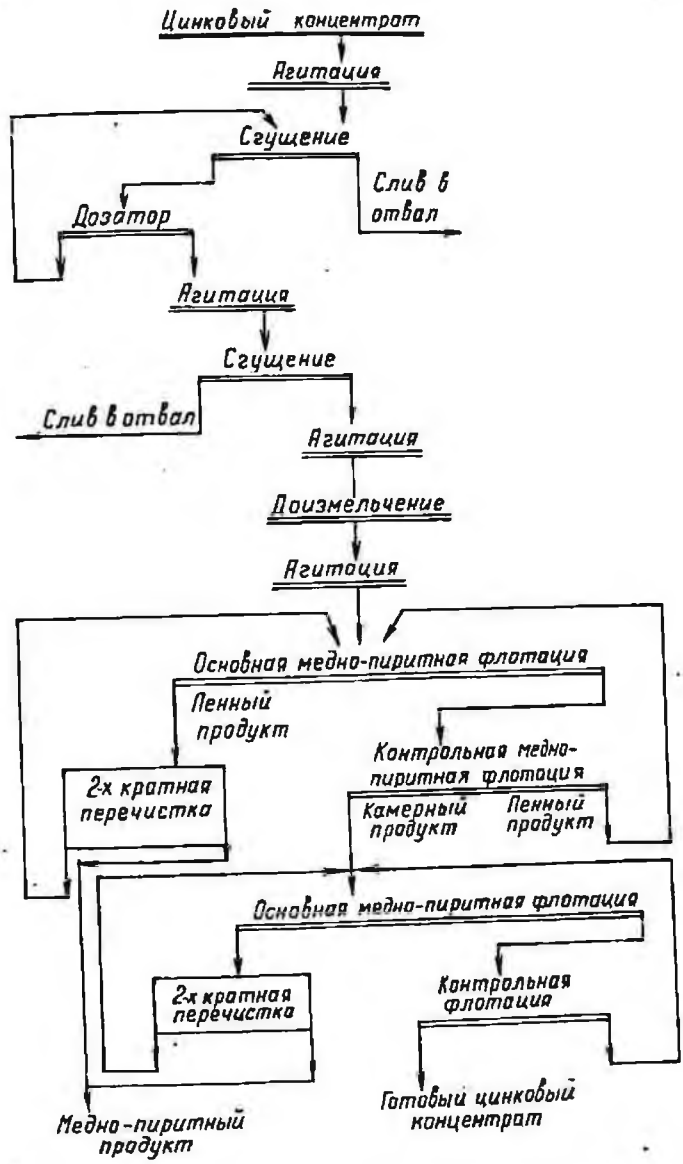

Рис. 8. Качественная схема обезмеживания и обезжелезнения цинковых концентратов на Сибайской фабрике

сорбции, обусловленной дробной подачей десорбента (хотя общий расход сернистого натрия высокий - около 5 кг/т).

Необходимо для контакта пульпы с сернистым натрием установить три последовательных контактных чана с нижней разгрузкой. Чрезвычайно высоким представляется расход бутилового ксантоге-

ната в основной медно-пиритной флотации - 100-150 г/т. Кроме того, селекцию минералов нарушает также неправильная дозировка железного купороса (для регулирования pH) в контактный чан перед медно-пиритной флотацией.

В 1968-70 гг. на Сибайской фабрике произведена реконструкция механических блоков в пневмомеханические (воздух подается вентиляторами высокого давления ВВД-11).

Сравнение работы параллельных секций, оснащенных механическими машинами "Механобр-6" и пневмомеханическими машинами показывает, что на равных потоках суммарное извлечение меди и цинка при флотации в пневмомеханических машинах выше на 7% (меди - на 2,7%, цинка - на 4,4%). При работе на потоках, превышающих потоки в механических машинах на 40%, пневмомеханические машины дают равноценные показатели. С 1971 г. на фабрике устанавливаются пневмомеханические флотомашины ФПМ-ГМО-1,6.

В связи с расширяющимся применением пневмомеханических флотомашин весьма важным является освоение опыта Сибайской фабрики по устранению заводских дефектов флотомашин ФПМ-ГМО-1,6 института "Гипромалобогащение", в частности, установка по задним стенкам камер в этих машинах дополнительных наклонных пеноотбойников, позволивших повысить скорость разгрузки пены и, как следствие, уменьшить потери металлов в хвостах (не допуская излишних переливов и циркуляции).

В результате расширения в 1969 г. отделения измельчения производительность Сибайской фабрики увеличена на 22%. Многие достигнутые показатели на фабрике превышают проектные (табл.5).

Таблица 5

Освоение проектных показателей на Сибайской фабрике

Показатели	Проект	Достигнуто в 1971 г.	План на 1972 г.
Содержание металлов в концентратах, % :			
меди в медном	19	19,07	19,5
цинка в цинковом	54	51,17	51,5
Извлечение металлов в концентраты, % :			
меди в медный	73	83,4	83,5
цинка в цинковый	60	71,45	72,15

По минералогическому составу медно-цинковые руды Гайского месторождения (пятая залежь) являются сплошными сульфидными рудами с небольшим количеством пленок и корочек сульфатов. Руда характеризуется неравномерной и весьма тонкой, доходящей до эмульсионной, вкрапленностью сульфидов друг в друге, требующей для раскрытия зерен очень тонкого измельчения (до 90-95% класса -44 мк).

Сфалерит, слагая периферийные части рудного тела, редко образует равномерную вкрапленность в пирите и халькопирите. Установлено, что с повышением содержания цинка в руде зерна сфалерита образуют более крупные вкрапления. Химический состав медно-цинковых руд, поступающих на обогатительную фабрику, подвержен большим колебаниям по содержанию основных элементов - меди и цинка.

Сложность вещественного состава перерабатываемых руд, их неравномерность по содержанию полезных компонентов, различные флотационные свойства предопределили их усреднение перед обогащением.

С этой целью построен склад усреднения руды с использованием рудоусреднительных машин "Рудоусреднитель 120" производства Южно-Уральского машиностроительного завода. Усреднение руды производится следующим образом: дробленая руда крупностью 0-20 мм разгрузочными тележками, которые работают в авторежиме "вперед-назад" (переключение осуществляется с помощью гаммареле) укладывается в штабель по методу "слоеный пирог", а затем по всей высоте поперечного сечения штабеля забирается рудоусреднительной машиной.

Руда из штабеля забирается с помощью разрыхляющего устройства (бороны) и скребковым конвейером подается в рудный затвор, из которого с помощью лопастного питателя равномерно перегружается на конвейер в бункера измельчительного отделения. Данный метод усреднения применяется на металлургических предприятиях для усреднения шихты и впервые применен для руды на Гайской фабрике.

При освоении этой технологии возникли определенные трудности: рудоусреднительные машины были маломощные, непрочные, часто выходили из строя; разгрузочные тележки, лопастные питатели, конвейеры работали нестабильно, частые остановки вели к "завалам" руды и к просыпям.

Рационализаторы фабрики в содружестве с коллективом завода произвели реконструкцию всего оборудования склада усреднения. Так, направляющие скребкового конвейера машины под нагрузкой прогибались, деформировались и происходило заклинивание

катков скребкового конвейера, что вело к разрыву звеньев цепи скребкового конвейера и машина выходила из строя. Было решено изготавливать направляющие не из уголка 75х75 мм, а из квадрата 90х90 мм. Недостаток был ликвидирован.

При передвижении лопастного питателя под нагрузкой происходили частые сходы тележки питателя. Изготовление дополнительных реборд на колеса тележки устранило этот недостаток.

Консоли разрыхляющего устройства (бороны) были усилены уголком 180х180 мм с установкой дополнительных зубьев, что ликвидировало поломку консолей. Изменена электросхема управления машиной: из схемы исключены тахогенераторы приводов машины; конечные выключатели КУ-501, переключающие авторежим разгрузочной тележки, заменены на гамма-электронное реле РГЭ-13М, что обеспечило надежность в работе и исключило остановки автостеллы.

Усреднение руды позволило сократить колебания по содержанию в ней полезных компонентов, и это благоприятно повлияло на процесс флотации. Вместе с тем оптимального усреднения медно-цинковых руд пока не достигнуто.

Промышленное освоение обогащения медно-цинковых руд пятой залежи было начато на фабрике в 1970 г.

Следует отметить, что технологическая схема, заложенная в проект фабрики, не учитывала безводность Гайского района, в результате чего коллективно-селективная схема с применением цианида и обязательной операцией промывки руды перед обогащением практически использована быть не могла. Поэтому в 1969 г., непосредственно перед началом переработки на фабрике медно-цинковых руд проводились интенсивные лабораторные исследования бесцианидной технологии обогащения медно-цинковых руд. В итоге была рекомендована схема прямой селективной флотации (рис.9) с применением в качестве подавителя сфалерита сернистого натрия, сульфита натрия, цинкового купороса и извести.

Лучшие показатели по схеме прямой селективной флотации получены в январе-феврале 1972 г.: извлечение меди в медный концентрат достигло 78,2-79,2% (содержание меди в концентрате около 16%, цинка - около 5%); извлечение цинка в цинковый концентрат равнялось 38-42% (содержание цинка в концентрате 41-42%, меди 2,7-2,9%).

За 5 месяцев 1972 г. из медно-цинковых руд получен медный концентрат с содержанием меди 16,3% при извлечении меди 75,84% и цинковый концентрат с содержанием цинка 40,91% при извлечении цинка 33,6%; отношение содержания меди к цинку в руде в этот период составило 1:1,2.

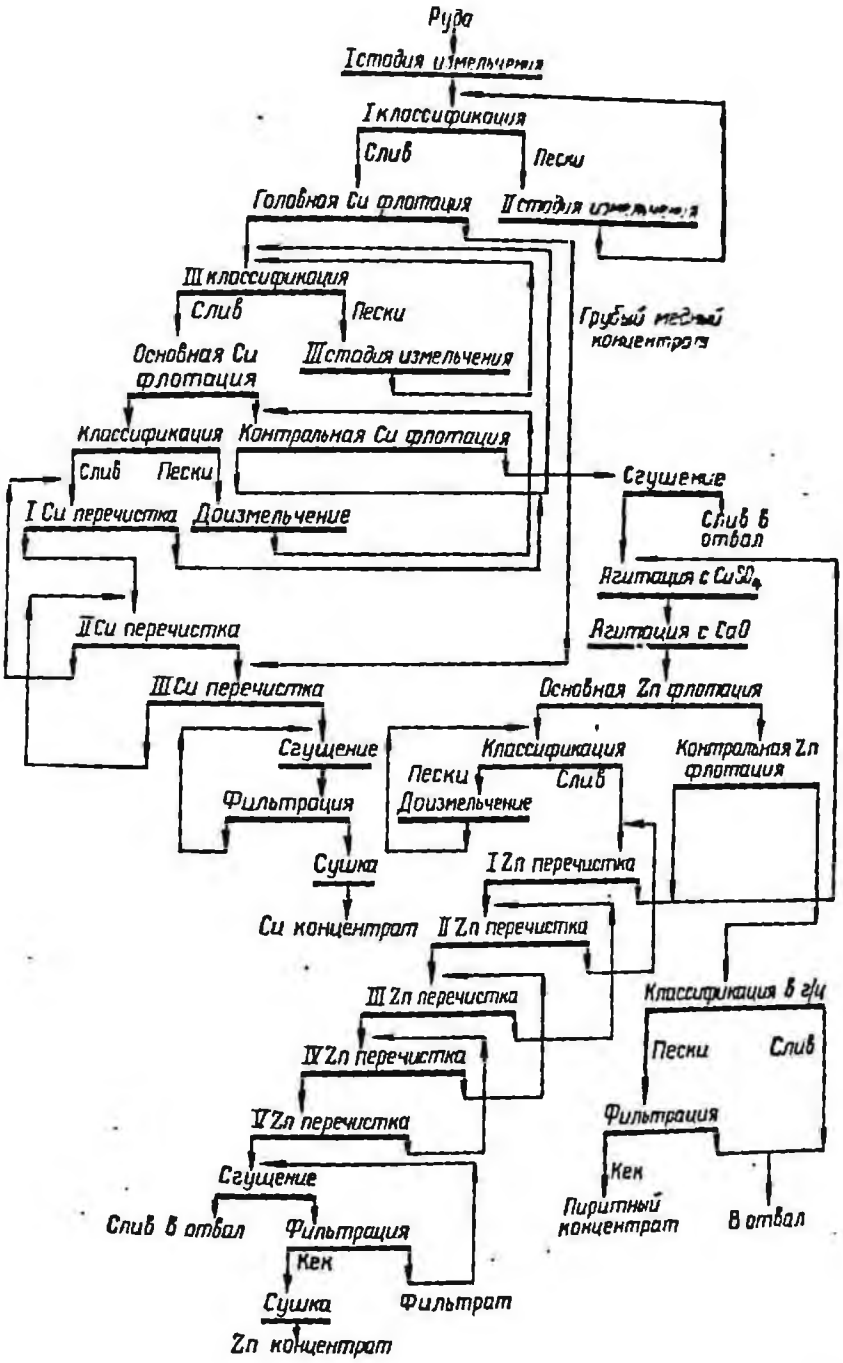

Рис. 9. Технологическая схема обогащения медно-цинковых руд У залежи на II секции Гайской обогатительной фабрики

В ходе освоения технологии выяснилось, что схема прямой селекции сульфидов меди и цинка не обеспечивает получения стабильных показателей, причем из руды с неблагоприятным соотношением меди и цинка (2:I; I,5:I) цинковый концентрат вообще не получается.

Практически в фабричных условиях не удается поддерживать оптимальные расходы депрессоров, при которых достигается удовлетворительное подавление сфалерита и пирита, хотя в лабораторных опытах на данной конкретной пробе это возможно. Даже небольшое изменение вещественного состава руды требует немедленной корректировки реагентного режима флотации, что без автоматического управления процессом, которое пока не разработано, неосуществимо.

При работе по схеме прямой селективной флотации в цикле измельчения во избежание окисления вторичных сульфидов меди большой расход извести для депрессии пирита недопустим. При малейшем отклонении от оптимального режима медный концентрат загрязняется или цинком или пиритом. Из-за большого количества растворимых солей поддерживать величину pH в стержневой мельнице в пределах 7,5-8,5 очень трудно.

Весьма серьезной оказалась также проблема селекции сфалерита и пирита. В хвостах медного цикла содержится избыток реагентов - восстановителей сульфита натрия и продуктов окисления сернистого натрия, в связи с чем пирит очень трудно депрессировать, а сфалерит, наоборот, активировать.

Для флотации сфалерита необходим большой расход собирателя, который обусловливает также активную флотацию пирита даже в известковой среде. Учитывая, что содержание пирита в несколько раз выше чем сфалерита, становятся понятными низкое извлечение цинка в кондиционный концентрат и его большие потери в перечистных операциях.

Комплекс мероприятий, выполненных с целью совершенствования технологии прямой селективной флотации (регулировка цикла измельчения для достижения оптимальной степени измельчения, внедрение стадиальной флотации, корректировка параметров процесса, вывод промпродуктов в отдельный цикл и др.) не ликвидировал основных недостатков процесса и не способствовал существенному повышению показателей.

Высокая чувствительность процесса прямой селективной флотации к наличию растворимых солей и дозировке реагентов, а также к изменению вещественного состава руды, предопределила изыскание более эффективной, принципиально новой технологии.

В институте "Гинцветмет" разработан вариант коллективно-селективной флотации, по которому из коллективного концентрата флотируют сульфиды меди и пирит, а цинковый концентрат получают в виде камерного продукта. Эта схема наиболее других отвечает технологическим особенностям гайских руд.

Внедрение новой технологии началось на фабрике в июне 1972 г.

Коллективная флотация проводится после измельчения руды до 90% -74 мк при содержании свободной CaO в пульпе 200-400 г/м^3. Грубый коллективный концентрат доизмельчается до 95-98% класса -74 мк, трижды перечищается при содержании свободной CaO 500-600 г/м^3 и поступает в контактный чан для десорбции.

Реагенты, применяемые в коллективном цикле: сочетание изопропилового и бутилового ксантогената, медный купорос, известь и Т-66 (при необходимости). В чан десорбции подается сернистый натрий и активированный уголь.

После операции десорбции пульпа сгущается в сгустителе диам. 50 м до 65-70% твердого и доизмельчается до 95-98% класса -44 мк, причем сгущеный продукт поступает непосредственно в мельницу, минуя гидроциклоны; это необходимо для того, чтобы весь материал прошел обдирку в присутствии сернистого натрия, дозируемого в мельницу. В итоге обеспечивается хорошая дезактивация сфалерита. Доизмельченный продукт направляется в гидроциклоны, в слив которых подается депрессор сфалерита - цинковый купорос. Разделительный цикл включает основную медно-пиритную флотацию, контрольную флотацию и перечистку; промпродукты возвращаются в сгуститель. Величина pH в медно-пиритной флотации вначале поддерживалась на уровне 11,5-12, причем для активации пирита дозировалась сода. Затем исследования показали, что содержание цинка в камерном продукте возрастает, если флотацию сульфидов меди и пирита проводить при pH 9-10 и бутиловый аэрофлот заменить на Т-66; подача соды в этом случае не требуется. В качестве собирателя применяется изопропиловый ксантогенат, расход которого не должен быть высоким, иначе возрастают потери сфалерита в медном концентрате.

Промышленные испытания и последующая работа фабрики показали, что новая технология обеспечивает значительно более высокие и стабильные результаты. Стабильность работы во многом объясняется тем, что коллективный концентрат накапливается в сгустителе большого объема и хорошо усредняется, вследствие чего в цикле селекции нивелируется отрицательное влияние переменного состава руд (в первую очередь - по содержанию основных компонентов). Практика показывает, что для получения кондиционного мед-

ного концентрата (16% меди) содержание меди в коллективном концентрате должно быть не менее 14%. Однако, в условиях Гайской фабрики такой концентрат получается не всегда. Даже если при этом не удается в течение некоторого времени повысить содержание меди в коллективном концентрате и следовательно в сгустителе накапливается низкокачественный концентрат, фабрика в течение нескольких смен может получать из медно-цинковых руд некондиционный концентрат, имея в виду его последующую шихтовку с медным концентратом первой секции. Однако, такие случаи редки. При правильном ведении процесса, наладка которого еще не закончена, получаются кондиционные концентраты.

Уже в первые месяцы (июль-август) освоения новой технологии показатели обогащения составили: извлечение меди 81-84% в концентрат с содержанием меди 16,2-17,1% (содержание в нем цинка около 7%, потери цинка - 28,5-34,5%), извлечение цинка 48-52% в концентрат с содержанием цинка 42-45% (содержание в нем меди 2-2,5%, потери меди - 2,7-3,5%); отношение содержания меди к цинку в руде в этот период составило в среднем 1:1,1.

Таким образом, разработанная технология по эффективности значительно превосходит старую. Дальнейшее совершенствование флотационного обогащения гайских руд связано с отработкой параметров процесса, с упорядочением реагентного режима и изысканием флотореагентов оптимального действия, с наладкой работы отдельных узлов (в первую очередь - перечистных операций коллективного концентрата и разделительной флотации).

Применительно к труднообогатимым гайским медно-цинковым рудам в институте "Гинцветмет" разработаны схема и режим флотации на основе применения в качестве депрессоров сульфита натрия и сульфата железа; схема (рис. 10) предусматривает получение готового медного концентрата и пригодного для гидрометаллургии цинксодержащего продукта. Как видно из табл. 5, из труднообогатимой руды с соотношением содержания меди к цинку 2:1 достигается высокое извлечение меди (на уровне 85-86%, из них во флотационный концентрат 75-76%) и цинка (53-54%); пиритный концентрат получается в виде камерного продукта. Учитывая небольшой выход цинкового продукта (порядка 5%) и относительно высокое содержание в нем цинка (16-17%), следует считать его пригодным и весьма удобным для гидрометаллургической переработки, например, для автоклавного сернокислотного выщелачивания и последующего электролиза; суммарное извлечение цинка при переработке столь труднообогатимой руды комбинированным методом составит не менее 50%, причем в итоге получится готовый металл (электролитный цинк). При этом значительно упрощается технология пере-

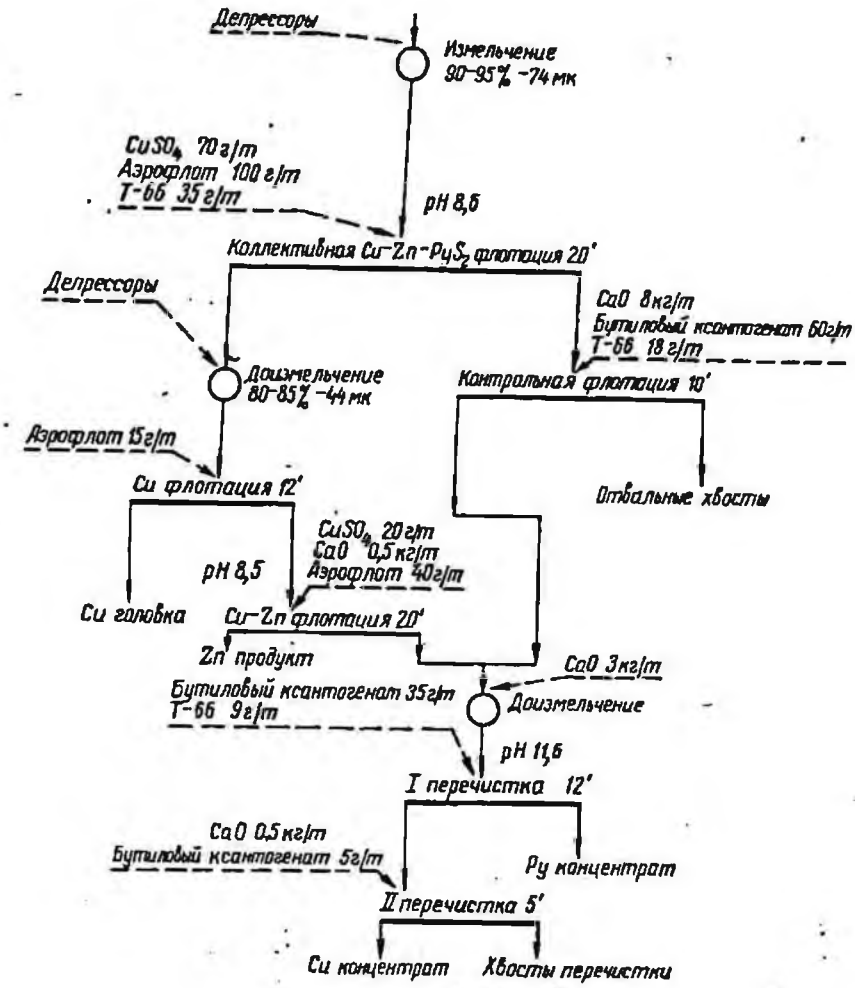

Рис. 10. Схема получения из труднообогатимых руд цинкового продукта, пригодного для гидрометаллургии

работки руды на фабрике и стабилизируются показатели обогащения.

К достоинствам технологии относится также ее осуществление по схеме флотации в открытом цикле (см.рис. 10); замыкаются только хвосты второй перечистки, возвращаемые в первую перечистку.

Комбинированный флотационно-гидрометаллургический процесс предполагается испытать в полупромышленном масштабе.

Таблица 5

Результаты флотации пробы руды по схеме, приведенной на рис. 10

Продукты флотации	Содержание, %		Извлечение, %	
	Cu	Zn	Cu	Zn
Cu головка	21,72	3,32	68,85	20,28
Cu концентрат	8,3	3,7	7,06	6,06
Cu головка + Cu концентрат	18,88	3,4	75,91	26,34
Хвосты перечистки	1,5	1,7	1,12	2,44
Пиритный концентрат	0,61	0,55	2,15	3,75
Цинковый продукт	5,69	16,22	9,72	53,45

Состояние и пути повышения извлечения благородных металлов

Сложность проблемы попутного извлечения благородных металлов из уральских колчеданных руд достаточно известна и ее практическое решение по ряду причин продолжает оставаться неудовлетворительным. Показатели попутного извлечения благородных металлов из руд Урала на большинстве обогатительных фабрик ежегодно несколько снижаются. Низкий уровень извлечения благородных металлов следует, прежде всего, объяснить сложностью вещественного состава руд, а именно природой, формой нахождения и характером ассоциации металлов с минеральными компонентами руды.

Наиболее благоприятными для извлечения благородных металлов являются вкрапленные руды месторождений им. III-го Интернационала, Карабашского, Гайского, Кировградского, Турьинского. Эти руды отличаются повышенным содержанием свободного золота (20-50%), которое чаще представлено сравнительно крупными (более 0,16-0,2 мм) частицами. Данные о формах нахождения золота в рудах и распределении его по отдельным классам крупности приведены в табл. 6.

Количество золота, тонкодисперсно связанного с сульфидами, в этих рудах в 2-3 раза меньше, чем в сплошных колчеданных рудах. Часть золота (10-27%) представлена вкраплениями в сростках с сульфидами и породой, частично раскрываемыми при измельчении. При обогащении этих руд крупные зерна свободного и

Таблица 6

Распределение золота по классам крупности в исходных рудах и пиритных концентратах Урала

Крупность классов, мм	им. Ш-го Интернационала медно-цинковая		Карабашская медно-цинковая		Кировградская медно-цинковая		Гайская медная (3-я залежь)		Красногвардейская медно-пиритная		Дегтярская медно-цинковая		Сибайская медно-цинковая		Учалинская медно-цинковая	
	Выход класса, %	Распределение, %	Выход класса, %	распределение, %	выход класса, %	распределение, %	выход класса, %	распределение, %	выход класса, %	распределение, %	выход класса, %	распределение, %	выход класса, %	распределение, %	выход класса, %	распределение, %
Руды																
-0,30+0,21	28,0	41,5	13,4	11,7	7,2	8,9	-	-	23,9	24,3	79,4	82,0	49,9	50,7	28,2	25,0
-0,21+0,15	15,8	17,4	28,4	35,0	-	-	-	-	16,1	15,3	-	-	-	-	6,6	6,0
-0,15+0,10	8,0	8,5	17,0	14,2	-	-	7,6	6,7	9,9	6,5	10,8	8,3	17,4	15,5	8,6	6,8
-0,10+0,074	11,4	12,6	15,0	7,7	34,8	43,0	-	-	17,8	31,8	4,2	3,2	-	-	9,9	8,4
-0,074+0,056	36,8	20,0	5,5	4,4	-	-	27,2	34,3	7,9	4,7	3,5	4,5	14,8	15,3	12,9	15,2
-0,056			20,7	27,0	58,0	48,1	65,2	59,0	24,4	17,4	2,1	2,0	17,9	18,5	33,8	38,6
Исходная руда	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100
Пиритные концентраты																
+0,074	16,8	16,8	5,7	14,7	10,0	5,7	20,7	19,0	31,5	23,8	42,4	42,4	29,3	30,0	25,4	22,6
-0,074+0,056	-		94,3	85,3	36,8	35,2	28,7	23,0	68,5	76,2	38,8	38,8	-	-	3,3	3,3
-0,0562+0,044	85,2	83,2	-	-	-	-	11,8	12,2	-	-	18,8	18,8	25,2	28,6	0,7	0,7
-0,044+0,020	-	-	-	-	28,4	16,4	39,8	45,7	-	-	-	-	45,5	41,4	70,6	73,4
-0,020	-	-	-	-	24,8	42,7	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Исходный концентрат	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100

вкрапленного в сульфиды золота частично аккумулируются в цикле измельчения, а зерна флотируемых размеров – в медном концентрате.

Практика работы фабрик Урала показала, что при обогащении вкрапленных руд крупное свободное золото, аккумулирующееся в продуктах измельчения и классификации, может быть извлечено в гравитационный сульфидный концентрат. Свободное и вкрапленное золото достаточно полно флотируется (pH не более 8,5) в медный концентрат и находится в прямой зависимости от качества концентрата и его выхода. Свободное крупное золото недостаточно полно извлеченное перед флотацией и при флотации в конечном итоге теряется с хвостами и пиритным концентратом.

Результаты генопробований показывают, что при существующих режимах флотации (pH = 9-II и высокий расход сернистого натрия в голове флотации) в медные концентраты неудовлетворительно флотируются даже тонкие классы свободного золота (менее -0,074 мм). Причем 27-30% золота, сфлотированного в грубый медный концентрат, вновь подавляется и теряется при перечистках. Таким образом, не выведенное в цикле измельчения и не сфлотированное в коллективной флотации свободное крупное золото уходит с хвостами, а часть флотируемого и подавленного известью тонкого золота уходит в пиритные концентраты.

Ради повышения извлечения золота на ряде зарубежных фабрик идут на усложнение технологических схем: применяют гравитационные аппараты в циклах измельчения и флотации; ведут доФлотацию сульфидов и извлечение золота из пиритных концентратов или огарков (фабрики США, Канады, Финляндии, Австрии, Южной Африки). На отечественных фабриках Урала гравитационные аппараты (гидроловушки) в цикле измельчения внедрены только на Красноуральской обогатительной фабрике, хотя исследованиями института "Уралмеханобр" показана необходимость их применения для руд Гайского и Карабашского месторождений.

Данные работы фабрик за последние годы показывают, что потери свободного золота в отвальных хвостах составляют: на Турьинской фабрике – I4,6%, на Гайской фабрике – I4%, на Кировградской фабрике – I3,5%, на Красноуральской фабрике – 8,3% (для руд Ш-го Интернационала); на Карабашской фабрике – 4,5%. В пиритных концентратах потери золота связаны, главным образом, с тонкими классами в виде сростков с породой и сульфидами.

Таким образом, в соответствии с особенностями вещественного состава вкрапленных руд, попутное извлечение свободного крупного и вкрапленного в сульфиды золота в значительной мере зависит от эффективности применяемых приемов гравитационного

и флотационного методов улавливания золота. При осуществлении этих методов извлечения золота важное значение приобретают: организация сбора золотосодержащих песков, аккумулирующихся в обогатительных аппаратах (скрап мельниц, рудные постели классификаторов, пески флотомашин, пульпопроводов, зумпфов насосов, желобов, дренажных канав и т.д.); повышение экономической заинтересованности предприятий в улучшении качественно-количественных показателей попутного извлечения благородных металлов; строгий и систематический контроль за распределением и причинами потерь металлов при обогащении; контроль параметров измельчения и флотации.

Гравитационные процессы улавливания свободного золота по рекомендациям ЦНИГРИ могут быть интенсифицированы путем применения короткоконусных гидроциклонов и щелевых шлюзов (концентраторов). Большая производительность, малые габариты и простота в обслуживании этих аппаратов могут оказаться весьма ценными качествами при использовании их на обогатительных фабриках Урала. Они не требуют дополнительных расходов воды и могут работать на высоких плотностях.

Промышленные испытания короткоконусного гидроциклона диаметром 750 мм и углом конусности 120° на Алмалыкской фабрике показали, что он удовлетворительно улавливает мелкие золотины размером до 40 микрон, которые не улавливаются ни гидроловушками, ни отсадочными машинами.

Извлечение благородных металлов из сплошных сульфидных медных и медно-цинковых руд представляет весьма сложную проблему, в настоящее время в промышленном масштабе еще не решенную.

Наличие сложного комплекса минералов в этих рудах, сравнительно низкое содержание в них общего и свободного золота, преобладающий тонкодисперсный характер его ассоциации с сульфидами (с пиритом до 87-90%) отличают колчеданные руды от руд других месторождений и предопределяют уровень извлечения золота в медные концентраты, которое для различных сортов руд колеблется в пределах от 6 до 20%.

Количество благородных металлов, связанных с сульфидами меди в этих рудах очень мало и не превышает 4-6%. В связи с тем что в них преобладает тонкодисперсное связанное с сульфидами золото (табл. 7), общее распределение его по продуктам обогащения и по классам крупности происходит пропорционально выходу продуктов. Вследствие этих особенностей все исследования, в том числе выполненные под руководством И.Н.Плаксина, М.Ф.Ортина, С.И.Митрофанова, И.Н.Масленицкого и др., указывают

Таблица 7

Формы нахождения золота в сульфидных рудах Урала
(по данным института "Уралмеханобр")

Разновидности руд по основным месторождениям	Разновидности руд по формам проявления золота (в % от общего содержания)			
	свободное золото (с учетом покрытого пленками)	золото в сростках (частично раскрытое)	золото тонкодисперсное в сульфидах	золото связанное с силикатами
Вкрапленные сульфидные медно-цинковые им. Ш Интернационала	37,7	26,I	36,2	Следы
Гайские вкрапленные медные	38,0-57,3	8,0-II,8	53,3-24,3	0,7-6,6
Гайские медно-цинковые (3-я залежь)	39,3	28,9	3I,8	Следы
Карабашские массивные и вкрапленные медно-цинковые	29,2	43,7	25,5	I,6
Кировградские вкрапленные медно-цинковые	48,0	8,8	34,2	8,9
Турьинские медно-магнетитовые	30,5	I3,9	27,8	27,8
Межозерные медно-цинковые (смесь сплошных и вкрапленных с 26% серы)	25,2	20,7	52,6	I,5
Красногвардейские сплошные сульфидные медные	4,5	45,5	45,5	4,5
Дегтярские медно-цинковые	I0,0	Следы	88,9	I,I
Учалинские медно-цинковые	8,0	24,0	67,0	I,0
Сибайские медные	7,6	2I,8	64,8	5,8
Сибайские медно-цинковые	8,8	39,4	5I,8	-
Узельгинские медно-цинковые	9,5	26,7	63,8	Следы
Маканские медные	I0,6	26,5	62,9	
Юбилейные медно-цинковые	I2,0	20,9	6I,7	5,4
Октябрьские медно-цинковые	I7,I	23,6	59,3	-
Молодежные медно-цинковые	I7,6	I3,8	63,2	5,4

Продолжение табл. 7

Разновидности руд по основным месторождениям	Разновидности руд по формам проявления золота (в % от общего содержания)			
	свободное золото (с учетом покрытого пленками)	золото в сростках (частично раскрытое)	золото тонкодисперсное в сульфидах	золото связанное с силикатами
Гайские медно-цинковые (5-я залежь)	16,7	32,3	51,0	-
Валенторские медно-цинковые	15,9	16,6	67,0	0,5

на сложный характер форм нахождения золота и неэффективность гравитационных методов извлечения.

За последние годы в связи с внедрением на фабриках Урала селективной флотации, обеспечившей значительный рост качества медных и цинковых концентратов за счет подавления золотосодержащего пирита, резко возросли потери золота с пиритными концентратами (или пиритными хвостами): с 32% в 1965 г. до 51% в 1970 г.

Одной из главных причин снижения уровня извлечения благородных металлов является увеличение в общем объеме переработки доли сплошных колчеданных руд Учалинского, Сибайского и Межозерного месторождений. Кроме того, на уровень извлечения благородных металлов существенное влияние оказали увеличение объема валовой переработки руд и связанное с этим загрубление рудного помола, повышение качества медных концентратов, применение в больших количествах сернистого натрия и извести.

Таким образом, технологические особенности руд и существующие режимы обогащения, оптимальные для извлечения основных металлов, не позволяют решить проблему повышения извлечения золота без организации его извлечения из пиритных концентратов. По данным исследований института "Уралмеханобр" цианирование "сырых" пиритных концентратов не обеспечивает удовлетворительного извлечения золота в раствор (30-36%) при весьма высоких расходах цианида (3-7 кг/т). Наиболее полное извлечение золота (50-80% от операции) достигается только после предварительного низкотемпературного обжига. Вероятно более рентабельной и экономичной может быть переработка не пиритных концентратов, а пиритных огарков.

Одним из возможных путей незначительного повышения извлечения золота из колчеданных руд Северокавказский горно-металлургический институт считает выделение из общей массы пирита

золотоносных фракций пирита гравитационными методами, однако выделение таких фракций пирита из общей массы тонкоизмельченной сплошной сульфидной руды с большим удельным весом будет весьма затруднено. Увеличение выхода медного концентрата и снижение его качества за счет повышения выхода в пену пирита также может дать некоторый прирост извлечения благородных металлов. Однако для этого необходимо предварительное технико-экономическое сравнение основных вариантов.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

1. Проведенные за последние годы на медно-цинковых обогатительных фабриках Урала работы по совершенствованию существующих, изысканию и внедрению новых технологических схем и режимов обогащения, модернизации и замене устаревшего оборудования, вводу в эксплуатацию дополнительных новых мощностей позволили в 1971 г. достигнуть извлечение меди 83,3% и цинка 60,7%.

2. Бесцианова технология применяется при обогащении медно-цинковых руд Урала, перерабатываемых по селективным схемам флотации.

3. Основные направления совершенствования обогащения медно-цинковых руд, обеспечивающие рост извлечения металлов, включают: снижение крупности дробленой руды, достижение необходимой степени измельчения руд и концентратов путем дальнейшего внедрения развитых схем многостадийного измельчения, автоматический контроль и регулирование остаточной концентрации сернистого натрия и щелочности пульпы, использование оборотного водоснабжения с применением предварительной эффективной очистки, подогрев цинко-пиритных пульп, исключение в ряде случаев сернистого натрия с заменой его более "мягкими" подавителями, аэрация пульпы перед флотацией, раздельное кондиционирование песковой и шламовой фракций, повышение эффективности флотационных машин путем перевода их на последовательный режим работы, упорядочение реагентного режима флотации.

4. Повышение извлечения золота связано с организацией переработки пиритных огарков.

СОДЕРЖАНИЕ

Редактор В.Н.Розанов Технический редактор И.К.Чеусова
Корректор О.В.Чжан

Подписано в печать 21/II 1973 г.
Формат 60x90 1/16 Объем 2,5 п.л. 2,3 уч.-изд.л. Изд.№1279
Т - 03349 Тираж 525 экз. Цена 23 коп. Заказ [illegible]

Институт "Цветметинформация"