© Н.К. Алгебраистова, В.Г. Михеев, С.А. Маркова, М.В. Гайворонская, А.А. Кондратьева, Е.А. Гроо, А.В. Развязная, 2013

УДК 622.349.21:622.7

Н.К. Алгебраистова, В.Г. Михеев, С.А. Маркова, М.В. Гайворонская, А.А. Кондратьева, Е.А. Гроо, А.В. Развязная

*ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА ОБОГАЩЕНИЯ ВКРАПЛЕННОЙ МЕДНО-НИКЕЛЕВОЙ РУДЫ**

Объект исследования — проба вкрапленной медно-никелевой руды. Никель и кобальт представлены пентландитом, вся медь сульфидная и в основном представлена халькопиритом. Серпентин — основной минерал вмещающих пород. Разработана магнито-флотационная схема, обеспечивающая получение никелевого концентрата, пригодного для плавки его на файнштейн.

Ключевые слова: магнитная сепарация, флотация, никелевый концентрат.

Россия занимает первое место по добыче никельсодержащего сырья, причем основная часть никеля извлекается из медно-никелевых сульфидных руд месторождений Норильского района (полуостров Таймыр) и отчасти района Печенги (Кольский полуостров).

На сегодняшний день тенденция к увеличению доли бедного сырья текущей добычи, а также выбывание горных предприятий на Печенгском рудном поле угрожают спадом отечественного производства никеля. В связи с этим необходимо предпринимать меры по технологической реконструкции действующих предприятий и введению в эксплуатацию новых месторождений.

Объектом настоящих исследований являются медно-никелевые сульфидные руды Кингашского месторождения, расположенного в Саянском районе на востоке Красноярского края, которые в настоящее время являются единственной новой минерально-сырьевой базой руд данного типа.

Целью данных исследований является разработка эффективной стадиальной схемы обогащения руды Кингашского месторождения.

Минералогическим анализом, с использованием оптического микроскопа Axioskop-40A-Pol и исследовательского микроскопа Axio Images Zeiss (с программным обеспечением Axio Vision 4.6.3) установлено, что руда технологической пробы представлена в основном оруденелыми серпентинитами с мелкой и тонкой вкрапленностью рудных минералов, среди которых преобладает магнетит — 12 %, общее количество сульфидов составляет 3,7 %, из них 2,5 % сульфиды меди и ни-

* Работа выполнена в рамках проекта № 2.1.2/4741 «Комплексные исследования традиционных и биотехнологических методов обогащения и переработки руд цветных и благородных металлов» аналитической ведомственной целевой программы «Развитие научного потенциала высшей школы (2009—2010 годы)».

келя и 1,5 % пирротина. Руда в незначительной степени окислена.

Серпентин является основным минералом вмещающих пород (серпентинитов). Содержание его в руде колеблется от 65 до 90 %, в среднем 75 %. Серпентин образует сложную сеть тонких переплетающихся жилок с петлями неправильной формы. Содержание других нерудных минералов (оливина и пироксена) в сумме менее 3 %.

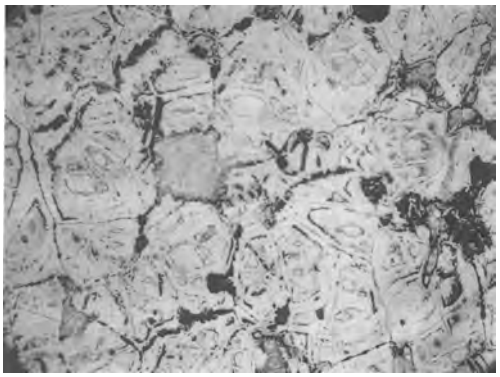

Рис. 1. Петельчатая структура серпентинита (светлое). В центре петель реликты оливина и пироксена. Черное–рудные минералы. Прозрачный шлиф.Ув.45х, Ник. II

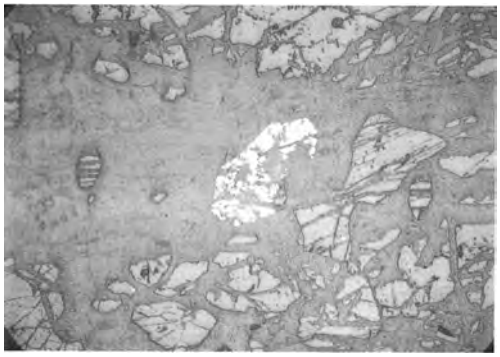

Рис. 2. Идиоморфное выделение метакристалла пентландита (белое) В серпентините (серое). Отдельные менее серые зерна реликты первичных силикатов. Полированный шлиф. Ув. 90х. Ник.II

Рудные минералы по отношению к разновидностям серпентина (баститу, антигориту) являются более поздними выделениями и группируются как по границам зерен серпентина, так и трещинкам в нем. Иногда в серпентинитах практически не заметны никакие структурные элементы, а видны лишь короткие полосы с неясными ограничениями образующие пламеневидную структуру (рис. 1).

Никель и кобальт представлены пентландитом, вся медь сульфидная и практически представлена халькопиритом. Вредные примеси незначительны по количеству и представлены лишь пятиокисью фосфора.

Оптические исследования показали преобладание весьма сложных срастаний сульфидов и магнетита, о чем свидетельствуют приводимые ниже иллюстрации (рис. 2, 3).

Отличительной особенностью изучаемого типа руд является сложный характер срастания основного сульфидного минерала пентландита с магнетитом, причем сростки имеют форму облегания пентландита магнетитом с образованием своеобразной «рубашки» (рис. 4).

Магнетит — светло-серое. Серое – серпентинит. Полированный шлиф. Ув. 90х. Ник.II.

Химический анализ показал, что в руде содержится, % в расчете на воздушно-сухую пробу: Cu – 0,24; Ni – 0,56; Co – 0,017. Содержание благородных металлов в исследуемой руде Кингашского месторождения небольшое: Au – 0,15 г/т; Pd-0,20 г/т; Pt-0,20 г/т; Ag-1,1 г/т.

С целью определения распределения металлов по классам крупности выполнен рассев исходного материала в крупности –1+0 мм на стандартных ситах. Результаты гранулометри-

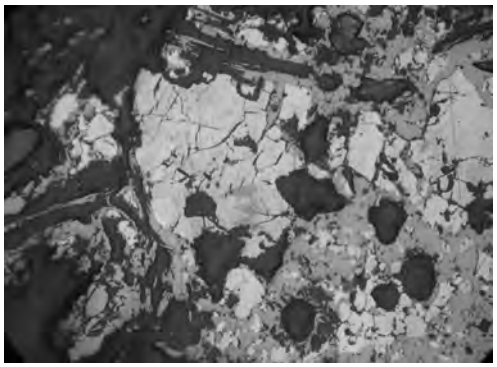

Рис. 3. Сложные срастания халькопирита (желтое) с магнетитом (светло-серое). Борнит в виде продуктов распада в халькопирите — в центре снимка. Черное-нерудные минералы. Полированный шлиф. Ув. 90х. Ник. II

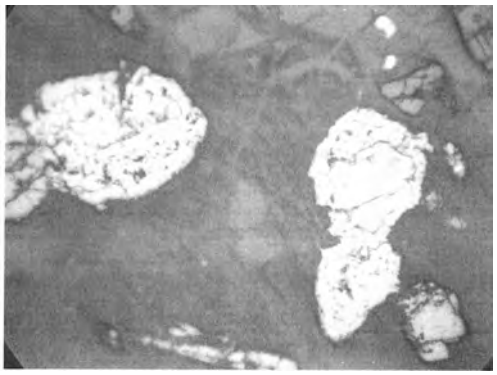

Рис. 4. Пентландит (светлое) в «рубашке» магнетита

ческого состава представлены на рис. 5. Изменение массовой доли ценных компонентов (содержания) по классам крупности незначительно. Наблюдается некоторое увеличение содержания металлов от класса –1+0,5 мм к классу –0,071+0 мм: никеля от 0,51 до 0,60 %, меди от 0,23 до 0,30 %, кобальта от 0,015 до 0,018 %. Как видно, распределение металлов пропорционально выходам.

Выделение какого-либо класса крупности в виде готового продукта нецелесообразно.

Известно, что одной из основных проблем при переработке медно-никелевых сульфидных руд является отделение флотоактивных силикатов (талька, хлорита, серпентинита) и извлечение никеленосного пирротина в процессе получения коллективных концентратов [1].

В связи с вышеуказанным, возникает необходимость разработки новых усовершенствованных схем с использованием различных методов обогащения и современного оборудования.

Нередко в практике обогащения медно-никелевых сульфидных руд, содержащих благородные металлы, в голове технологического процесса предусматривают установку гравитационных аппаратов для выделения гравиоконцентратов, а также для их последующей доводки до определенных кондиций [2].

С целью предконцентрации руды Кингашского месторождения были проведены исследования гравитационным методом обогащения с использованием концентрационного стола, центробежного концентратора Falcon L-40 и винтового шлюза.

Исследования на концентрационном столе СКО-0,5 осуществлялись при крупности питания –0,5+0 мм, –0,25+0 мм, –0,1+0 мм, продукты обогащения отсекались в соответствии с веером деки стола. Однако результаты исследований показали, что данный аппарат не обеспечивает требуемой степени концентрации и извлечения металла в тяжелую фракцию.

В последнее время появилось много интересных сообщений о том, что использование центробежных сепараторов позволяет значительно интенсифицировать процесс обогащения и

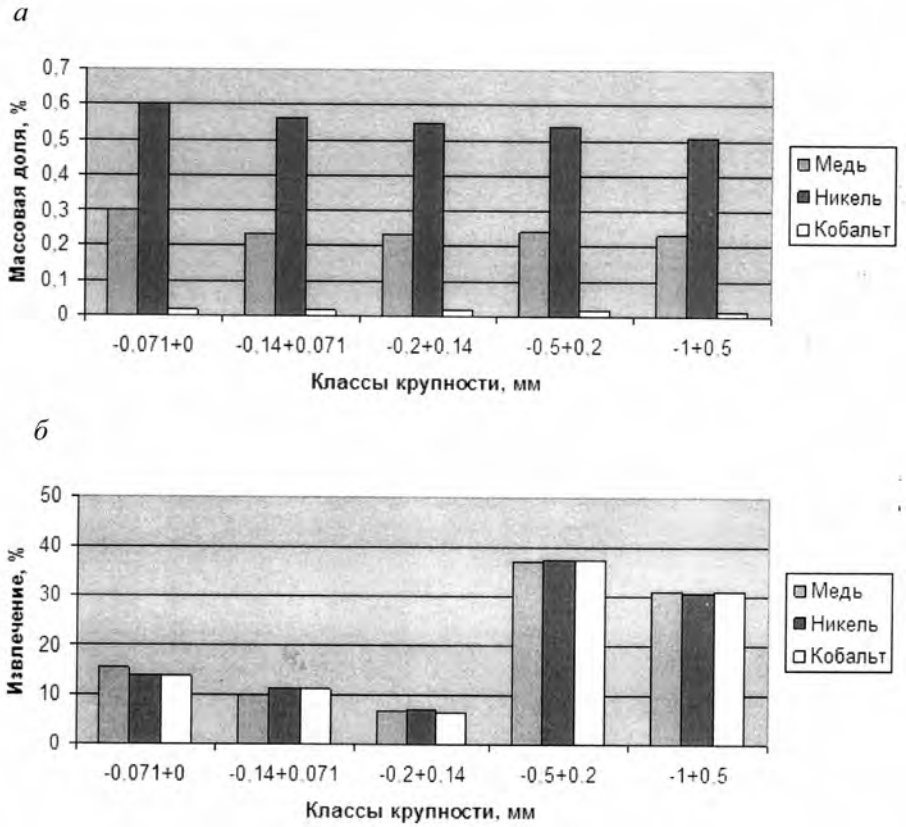

Рис. 5. Распределение основных компонентов по классам крупности в руде: *а* — массовая доля элементов в классах крупности; *б* — распределение элементов по классам крупности

расширить границы извлечения тонких частиц минералов [2]. Кроме того, в центробежных полях возможно эффективное извлечение тяжелых частиц из тонкоизмельченных пульп при условии высокой производительности аппаратов.

В связи с вышеперечисленным, проведены исследования с использованием центробежного концентратора Falcon L-40 на различных классах крупности материала.

Опыты показали, что выход концентрата уменьшается с увеличением тонины помола, массовая доля никеля в концентрате при этом увеличивается с 1,37 % до 2,16 %. При крупности –0,25+0 мм получена тяжелая фракция с массовой долей никеля 2,16 % при извлечении 14 %, однако эти результаты в целом нельзя считать удовлетворительными.

Известно, что для обогащения тонкозернистых материалов при малых скоростях движения потока применяются винтовые шлюзы.

С целью выделения отвальных хвостов в голове процесса проведены эксперименты на винтовом шлюзе ШВ-350, изготовленном в ЗАО «Спирит», также при различной крупности исследуемого материала. Лучшие результаты были получены при крупности материала –0,5+0 мм, в тяжелом

Рис. 6. Схема магнитной сепарации исходной руды

Таблица 1

Результаты флотации суммарной магнитной фракции

Наименование продукта	**Выход, %**		**Массовая доля Ni,%**	**Извлечение Ni, %**		**Реагентный режим, г/т**
	От исх. руды	**От цикла**		**От исх. руды**	**От цикла**	
Концентрат	6,22	10,4	4,062	44,88	51,3	Классический режим: Na_2CO_3-1500, $CuSO_4$-130, Кх бут.-140, Af-80, Na_2S-100.
Хвосты	53,46	89,6	0,424	42,025	44,72	
Суммарная магнитная фракция	59,68	100	0,786	89,905	100,0	
Концентрат	10,0	16,8	3,032	53,38	60,9	Режим с сочетанием собирателей: Na_2CO_3-1500, $CuSO_4$-130, Na_2S-100, Кх бут.-70, ОКТСМ-70, Af- 80.
Хвосты	49,68	83,2	0,37	34,17	39,1	
Суммарная магнитная фракция	59,68	100,0	0,786	89,905	100,0	

в тяжелом продукте массовая доля никеля составила 1,02 % при извлечении 62,26 %.

Исходя из особенностей срастания сульфидов с магнетитом, с целью предконцентрации руд были выполнены исследования магнитным методом обогащения.

Опыты сухой магнитной сепарации с использованием постоянного магнита и сепаратора 138 Т-СЭ на различной крупности исследуемого мате-

риала (–3+0 мм и –1+0 мм) показали, что оптимальной является крупность материала –1+0 мм, поскольку потери никеля минимальны –0,7 % (массовая доля металла в немагнитном продукте составила 0,044 %). Сухая магнитная сепарация позволяет сбросить в хвосты 7,5 % материала.

Магнитный анализ в слабом поле осуществлялся на материале крупностью 85 % класса –0,071 мм на анализаторе 25-СЭ при различной напряженности магнитного поля в диапазоне от 25 кА/м до 158 кА/м. С увеличением напряженности магнитного поля массовая доля никеля в магнитной фракции уменьшается. Содержание металла в полученном немагнитном продукте составила 0,4 %, при этом потери его с хвостами значительные — 60,59 %.

Как уже было отмечено выше, одной из особенностей вещественного состава является достаточно часто встречающееся проникновение магнетита по многочисленным микротрещинам в пентландите и халькопирите в виде решетчатых просечек, что требует тонкого измельчения с целью более полного извлечения сульфидов в магнитную фракцию.

Известно, что для эффективного разделения тонкоизмельченных слабомагнитных руд необходимы сепараторы с увеличенной поверхностью зоны магнитного разделения, повышенной напряженностью и градиентом магнитного поля.

Для выделения бедных хвостов была проведена полиградиентная сепарация на магнитном сепараторе с ферромагнитными телами при напряженности внешнего магнитного поля 182 кА/м.

Выяснено, что полиградиентная сепарация позволяет снизить массовую долю никеля в хвостах с 0,4 % до 0,23 %, уменьшить потери его с хвостами (с 60,59 % до 42,2 %), при этом выход немагнитной фракции составил 75,15 % от немагнитного продукта, полученного в слабом поле при напряженности 158 кА/м.

Таким образом, мокрой магнитной сепарацией в голове схемы возможно извлечь 74,7 % металла от исходной руды в магнитный продукт с массовой долей в нём металла 1,03 %.

Исследования по обогащению флотационным методом были проведены по следующим направлениям:

- флотация исходной руды по технологическим схемам и режимам действующих фабрик;
- сульфидная и обратная флотация исходной руды с использованием различных реагентов собирателей и депрессоров пустой породы;
- флотация магнитных продуктов обогащения;
- флотационные исследования по доизвлечению никеля из немагнитных фракций (промпродуктов) и хвостов флотации.

Использование схем коллективной флотации меди и никеля с получением коллективного медно-никелевого концентрата позволяет легче преодолеть трудности обогащения, обусловленные особенностями вещественного состава медно-никелевых руд. Такие схемы нашли широкое распространение на фабриках. Поэтому проведены исследования флотации исходной руды по схеме и реагентному режиму предприятия «Печенганикель», предусматривающей межцикловую флотацию в рудном цикле и последующую основную флотацию после доизмельчения хвостов межцикловой флотации [3].

Рис. 7. Комбинированная магнитно-флотационная схема с двумя циклами флотации магнитных фракций

Результаты реализованной схемы показывают, что степень концентрации в операции межцикловой флотации составляет 1,5. Основная флотация проходит значительно эффективней. Степень концентрации ценного компонента в этой операции достигает 3,59, извлечение в суммарный концентрат — 38,7 %. С хвостами теряется 61,3 % никеля.

Поскольку выход пенного продукта межцикловой флотации достаточно велик, а массовая доля никеля в нем низкая, рациональным для повышения качества концентрата является применение перечистных операций.

Однако дальнейшие исследования показали, что введение в схему перечисток приводит к снижению извлечения металлов в концентрат, не обеспечивая необходимой степени концентрации. Отмечена также низкая флотационная активность медь - и кобальтсодержащих минералов: потери меди и кобальта с хвостами составили 61,56 % и 84,93 % соответственно.

Учитывая высокую флотационную активность минералов пустой породы, были проведены исследования на материале крупностью 45 % кл.-0,071 мм по схеме обратной флотации для выделения их в пенный продукт.

Результаты обратной флотации в бесколлекторном режиме свидетельствуют о том, что массовая доля никеля в пенном продукте близка по своему значению массовой доле его в исходной руде. Выход пенного продукта составил 5,1 % при извлечении 4,6 %.

Известно, что катионные собиратели могут флотировать самые разнообразные минералы, однако практическое применение они нашли при флотации неметаллических полезных ископаемых.

С целью увеличения флотируемости пустой породы проведены исследования с использованием катионоактивного реагента GH-YY (Китай). Аминное число реагента GH-YY составляет 275-306 мг/г, содержание активной массы — 90 %.

Результаты исследований показали, что ожидаемой селективности процесса не достигнуто.

Таблица 2

Результаты обогащения по схеме с двумя циклами флотации

Наименование продукта	Выход, %	Массовая доля, %			Извлечение, %		
		Ni	Cu	Co	Ni	Cu	Co
Объединенный концентрат	9,93	3,736	0,502	0,104	68,70	20,75	68,88
Хвосты флотации	24,00	0,209	0,22	0,008	9,33	22,00	12,8
Немагнитная фракция 1	7,58	0,078	0,080	0,002	1,095	2,53	1,01
Немагнитная фракция 2	32,74	0,198	0,232	0,004	12,00	31,65	8,73
Немагнитная фракция 3	25,75	0,186	0,215	0,005	8,875	23,07	8,58
Исходная руда	100,00	0,54	0,24	0,015	100,00	100,0	100,00

Таблица 3

Технологические показатели обогащения хвостов флотации

Продукт	Выход, %	Массовая доля Ni,%	Извлечение Ni,%	Реагентный режим, г/т
Концентрат	5,5	1,750	37,9	Na_2CO_3 – 1000, Na_2S –50, $CuSO_4$ – 100, Кх изобут. – 30, R-404 – 30, Af – 40
Хвосты	94,5	0,170	62,1	
Хвосты флотации	100,0	0,254	100,0	

Рис. 8. Схемы доизвлечения ценного компонента из хвостов флотации

Сульфидная флотация исходной руды в крупности 82 % кл.-0,071 мм осуществлялась с применением классического реагентного режима: кальцинированная сода (1500 г/т), медный купорос (130 г/т), сернистый натрий (100 г/т), бутиловый ксантогенат (140 г/т), аэрофлот (80 г/т).

Степень концентрации, полученная в ходе реализации данного реагентного режима, равна 4,5, выход концентрата 14,2 % при извлечении никеля 63,3 %. Массовая доля никеля в сульфидном концентрате (2,41 %) не удовлетворяет требованиям дальнейшей переработки его гидрометаллургическими методами.

Ранее проведенными на кафедре «Обогащение полезных ископаемых» исследованиями [4, 5] была установлена эффективность реагентов ОКТСМ (синтезированного в Институте органической химии Уфимского научного центра РАН) и Берамин I (производства фирмы «Бератон») с аминным числом не менее 34,1 мг/г, а также их сочетаний с бутиловым ксантогенатом. Поэтому в настоящих

Таблица 4

Показатели обогащения руды Кингашского месторождения

Продукт	Выход, %	Массовая доля							Извлечение, %						
		%			г/т										
		Ni	Cu	Co	Au	Pd	Pt	Ag	Ni	Cu	Co	Au	Pd	Pt	Ag
Концентрат	11,23	3,69	0,59	0,1	0,56	0,70	0,63	4,2	72,70	26,10	70,19	41,92	39,31	35,37	42,88
Немагн. фракция 1	7,58	0,078	0,075	0,003	0,08	0,04	0,04	1,7	1,04	2,24	1,42	4,04	1,52	1,52	11,72
Шламы	1,6	0,283	0,1	0,004	0,08	0,04	0,04	1,7	0,79	0,63	0,40	0,85	0,32	0,32	2,47
Немагн. фракция 2	27,6	0,194	0,22	0,006	0,062	0,0994	0,091	0,9248	9,39	23,92	10,35	11,41	13,72	12,56	23,2
Немагн. фракция 3	16,95	0,202	0,23	0,006	0,061	0,0763	0,0913	0,547	6,0	15,36	6,36	6,89	6,46	7,74	8,43
Хвосты флотации	35,04	0,164	0,23	0,005	0,149	0,22	0,2425	0,355	10,08	31,75	11,28	34,89	38,67	42,49	11,3
Исходный продукт	100	0,57	0,254	0,016	0,15	0,20	0,20	1,1	100,0	100,0	100,0	100	100	100	100

исследованиях были проведены эксперименты с использованием их при флотации сульфидов. Доля исследуемого реагента составляла 0,5 от общего расхода собирателей.

Установлено, что лучшие показатели флотации из всех испытанных реагентных режимов получены при использовании традиционной номенклатуры реагентов.

Обобщая результаты исследований магнитной сепарации и флотационного метода, можно сделать вывод, что с помощью магнитной сепарации возможно осуществить предконцентрацию сульфидов. Полнота извлечения никелевых и медных минералов в магнитную фракцию зависит от крупности измельчения и числа операций магнитной сепарации, определяет показатели дальнейшей флотации. Подготовка исходной руды к флотации осуществлялась в соответствии со схемой рис. 6.

Сравнивая результаты флотации магнитной фракции, полученной по магнитно-флотационной схеме, с результатами флотации исходной руды при классическом режиме наблюдается значительное увеличение массовой доли никеля в концентрате с 2,41 % до 4,062 % (табл. 1).

При флотации магнитной фракции с применением сочетаний собирателей (ксантогенат, аэрофлот и ОКТСМ) по сравнению с классическим режимом обеспечивается увеличение извлечения никеля в концентрат на 8,5 % , но при этом происходит снижение массовой доли никеля в концентрате до 3,032 %. Потери с хвостами снижаются на 7,9 % и составляют 34,17 % от исходной руды.

Дальнейшие исследования проведены по комбинированной магнитно-флотационной схеме (рис. 7), на исходной руде крупностью –1+0 мм. Магнитные продукты трех стадий магнитной сепарации объединялись и направлялись на флотацию. Процесс флотации осуществлялся в щелочной среде в два цикла, каждый из которых включал три последовательные операции флотации. Хвосты флотации первого цикла доизмельчались до 91 % класса –0,044 мм и подвергались четвертой стадии магнитной сепарации с ферромагнитными телами (две операции). Магнитые фракции четвертого цикла магнитной сепарации объединялись и служили питанием второго цикла флотации.

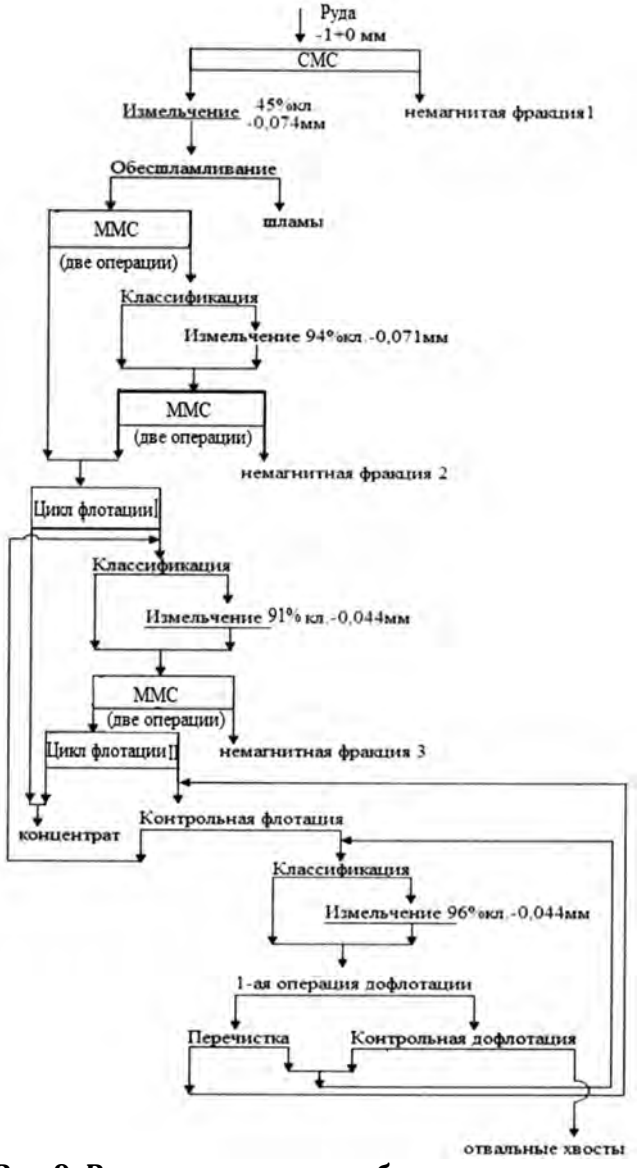

Рис. 9. Рекомендуемая схема обогащения

Обогащение по комбинированной магнитно-флотационной схеме с двухстадиальной флотацией позволяет получить результаты, представленные в табл. 2.

В результате обогащения по магнитно-флотационным схемам получены концентраты с массовой долей никеля 2,51—4,35 % при извлечении 51,9—68,7 %, немаг-нитная фракция 1 с отвальным содержанием металла и промпродукты: немагнитная фракция 2, немагнитная фракция 3 и хвосты флотации, в которых теряется значительное количество металла.

С целью снижения потерь никеля с немагнитными фракциями и хвостами флотации проведены исследования по доизвлечению ценного компонента по тем же направлениям, что и при флотации исходной руды.

Флотация легкофлотируемой пус-той породы осуществлялась как в бесколлекторном режиме, так и с оксигидрильным собирателем в сильнощелочной среде,создаваемой известью.

На продуктах обогащения испы-таны различные схемы с исполь-зованием сочетания реагентов-соби-рателей и реагента КМЦ для депрессии породообразующих мине-ралов при различных его расходах.

Лучшие результаты получены при дообогащении хвостов флотации (табл. 3).

Использование предлагаемого сочетания реагентов позволяет существенно повысить качество выделяемого продукта до 1,75 % (степень концентрации 6,88) при извлечении 37,9 % от операции. Хвосты контрольной флотации дообогащались по схеме, приве-денной на рис. 8, *а*.

Массовая доля никеля в концентрате повысилась в четыре раза и составила 0,8 % при извлечении 14 %.

Включение циклов доработки хвостов в схему магнитно-флотационного обогащения и проведение опытов в замкнутом цикле позволяет повысить извлечение никеля в концентрат до 72,7 % при массовой доле в нем 3,69 %.

Немагнитные продукты 2, 3 нецелесообразно направлять в голову технологической схемы, так как в них концентрируется основная масса трудно-обогатимых породо-образую-щих минералов. С целью решения вопроса до-обогащения этих продуктов требуется тщательное изучение их фазового состава.

В результате проведенных исследований рекомендуется технологическая магнитно-флотационная схема, представленная на рис. 9.

При измельчении породообразующие серпентениты шламуются интенсивнее, в сравнении с рудными минералами. Малоселективная обильная пена в первых операциях флотации является подтверждением этого процесса, поэтому в рекомендуемую схему включена операция обесшламливания по классу 20 мкм, что позволяет получить хвосты, представляющие собой суммарный продукт слива дешламации и немагнитной фракции 1.

Результаты обогащения с распределением ценных компонентов в продуктах представлены в табл. 4.

Примечание: количественный химический анализ выполнялся в сертифицированных лабораториях ООО « Алекс Стюарт Гео Аналитика» и испытательном центре ОАО «Красноярскгеология» Схема обеспечивает получение никелевого концентрата, который пригоден для гидрометаллургической переработки его на файнштейн.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Абрамов А.А.* Технология переработки и обогащения руд цветных металлов: Учебное пособие для вузов. В 2 кн. — М.: Издательство Московского государственного горного университета, 2005. — Кн. 2. — 470 с.

2. *Богданович А.В.* Интенсификация процессов гравитационного обогащения в центробежных полях //Обогащ. руд. — 1999. — № 1—2. — С. 33—35. — Рус.; рез.англ.

3. *Блатов И.А., Бондаренко В.П., Конев В.А., Кострицын В.Н.* Разработка технологии доводки медно-никелевых концентратов для обогатительной фабрики комбината «Печенганикель» //Обогащение руд. — 1996. — № 5—6. С. 7—11.

4. *Алгебраистова Н.К., Гудкова Н.В., Алексеева Е.А., Баева Л.А., Улендеева А.Д., Ляпина Н.К.* Способ флотации сульфидных золотосодержащих руд //Пат. 2185249 РФ, МПК 7 В 03 D1/02, 1/012 // В 03 D 101:02, 103:02. Заявка №2000129036/03.Заявл. 21.11.2000; Опубл. 20.07.2002.

5. *Рахманова З.А., Баталова Е.С, Таранущенко Ю.В.* Новые реагенты для флотации золотосодержащих руд // Цветные металлы. — 2005. — № 3. — С. 18—20.

КОРОТКО ОБ АВТОРАХ

Алгебраистова Н.К. — кандидат технических наук, доцент, заведующий кафедрой,
Михеев В.Г. — кандидат геолого-минералогических наук, доцент.
Маркова С.А. — старший преподаватель,
Гайворонская М.В. — студент,
Развязная А.В. — аспирант,
Гроо Е.А. — аспирант,
Кондратьева А.А. — ассистент.
Институт цветных металлов и материаловедения СФУ, vnbar79@mail.ru