УДК 622.765

В.И.БЕЛОБОРОДОВ, И.Б.ЗАХАРОВА, А.Н.КУЛАКОВ, В.И.КОЛОМИЕЦ, М.Ю.ЧЕРНЯКОВА
Горный институт Кольского научного центра РАН, Апатиты

РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ ПЛАТИНОМЕТАЛЛЬНЫХ РУД ПАНСКОГО МАССИВА КОЛЬСКОГО ПОЛУОСТРОВА

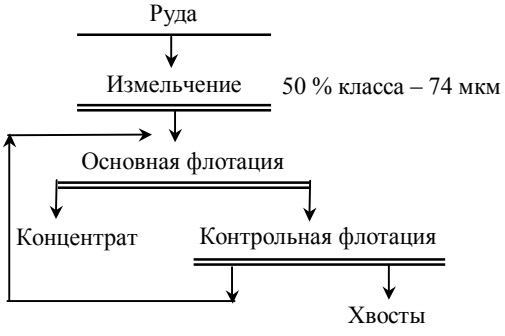
Проведены исследования на обогатимость пробы платинометалльной руды Панского массива Кольского полуострова. Разработана флотационная технология обогащения с выделением в коллективный сульфидный концентрат элементов платиновой группы (ЭПГ). При использовании флотореагентов фосфатного типа получен концентрат с содержанием: меди – 7,32 %, никеля – 5,04 % и ЭПГ − 130,49 г/т при извлечении соответственно 85,3, 70,9 и 76,5 %. Предложено применение модульной обогатительной фабрики для освоения труднодоступного месторождения платинометалльных руд.

The investigations have been made on dressability of a platinum ore sample from the Pana massif on the Kola Peninsula. A flowsheet has been developed with recovery of platinum group elements (PGE) into collective sulfide concentrate. By applying phosphate flotation reagents the concentrate contained: copper – 7,32 %, nickel – 5,04 % and PGE – 130,49 g/t, the recovery being 85,3, 70,9 and 76,5 % respectively. A module concentration plant has been proposed to be used for the development of difficult accessible platinum deposit.

Поисковыми работами, проведенными в 1995-1998 годах на комплексном платинометалльном оруденении в восточной части Панского массива, открыто пять проявлений сульфидной минерализации с повышенными (2,2-21 г/т) содержаниями элементов платиновой группы, на участке Сунгйок – в среднем около 12 г/т. Все эти руды являются комплексными: помимо Pt, Au и ЭПГ содержат медь и никель.

Комплексное медно-никелевое и платинометалльное оруденение Панского массива приурочено к участкам тонкого чередования базитов различных петрографических типов и разновидностей. Главными рудными минералами являются: халькопирит ($CuFeS_2$), пирротин (Fe_xS_{x-1}), пентландит $(Ni,Fe)_9S_8$, ильменит $(Mg,Fe)TiO_2$ и магнетит (Fe_3O_4). Общее объемное содержание основных рудных минералов наиболее изученного участка массива 3,4 %. Наиболее распространенными минералами платиноидов являются висмуитотеллуриты палладия и платины (меренскит-мончеит, в меньшей степени котульскит-соболевскит).

Гранулометрическая характеристика измельченной руды характеризуется достаточно полным (90-95 %) раскрытием сростков сульфидов от силикатов. Выход труднофлотируемого класса (+315 мкм) составляет 2,5 %, а потери полезных компонентов в нем не превышают 0,7 %. Выход наиболее флотоактивного класса сульфидных минералов 51,2 %, в нем сосредоточено: 75 % меди, 76,2 % никеля, 74,8 % ЭПГ. Концентрация цветных металлов во флотационном классе крупности (−315 мкм) превышает



Флотационная схема обогащения платинометалльной руды

Технологические показатели флотации руды при реагентных режимах 1 (в числителе) и 2 (в знаменателе)

Наименование продукта	Выход, %	Содержание			Извлечение		
		Cu, %	Ni, %	ЭПГ, г/т	Cu, %	Ni, %	ЭПГ, г/т
Концентрат основной флотации	7,0/6,4	6,06/7,320	4,040/5,040	106,69/130,49	77,2/85,3	62,0/70,9	68,3/76,5
Концентрат контрольной флотации	8,4/5,8	0,65/0,770	0,8/1,030	15,61/19,29	9,9/8,1	14,8/13,1	12,0/10,3
Хвосты	84,6/87,8	0,084/0,041	0,120/0,083	2,48/1,65	12,9/6,6	22,2/16,0	19,7/13,2
Исходная руда	100,0/100,0	0,550/0,549	0,457/0,455	10,94/10,91	100,0/100,0	100,0/100,0	100,0/100,0

Примечание. Реагентный режим 1: основная флотация (бутиловый ксантогенат 200 г/т; $CuSO_4$ 100 г/т; аэрофлот 100 г/т); контрольная флотация (бутиловый ксантогенат 100 г/т; $CuSO_4$ 50 г/т; аэрофлот 50 г/т); время флотации 5+5 мин.

Реагентный режим 2: основная флотация (бутиловый ксантогенат 200 г/т; ГМФ 100 г/т; МДФ 50 г/т); контрольная флотация (бутиловый ксантогенат 100 г/т; МДФ 50 г/т); время флотации 3+3 мин.

содержание в исходной руде: 1,1-0,69 % меди против 0,56 %; 0,98-0,62 % никеля против 0,45%; 2,94-1,86 % серы общей против 1,47 %; 21,51-14,13 г/т ЭПГ против 11,0 г/т.

Были отработаны параметры, влияющие на оптимальный режим флотации и технологической схемы флотационного обогащения. Флотацию измельченной руды проводили при pH = 6,7÷7,3 и содержании твердого в пульпе 25-30 %. Расход воздуха составлял 1 $м^3$/мин на 1 $м^3$ объема камеры. Флотация осуществлялась с использованием как стандартных реагентных режимов (режим 1): медный купорос (активатор), бутиловый ксантогенат калия (собиратель), натриево-бутиловый аэрофлот (вспениватель и частично собиратель) – так и реагентов фосфатного типа (режим 2): гексаметафосфат натрия, моно- и диэфиралкиларилэтоксифосфат (МДФ). Флотация проводилась по схеме, представленной на рисунке. Продолжительность как основной, так и контрольной флотации составляла 3 мин.

При использовании реагентов фосфатного типа достигнуты более высокие технологические показатели, чем при стандартном реагентном режиме (см. таблицу). Применение моно- и диэфиралкиларилэтоксифосфата совместно с ксантогенатом и гексаметафосфатом натрия (ГМФ) обеспечивает получение хорошо развитого пенного слоя с высокой несущей способностью. Такой пенный слой позволяет эффективно удерживать сульфидный материал крупностью +100 мкм и обеспечивает высокую скорость флотации, что является важным фактором в повышении производительности обогатительного цикла.

В связи с удаленностью Панского массива от транспортных и энергетических коммуникаций Кольского полуострова рациональное освоение данного района может быть осуществлено на основе вахтового метода с применением модульных обогатительных установок. Принцип модульного размещения технологического оборудования и изготовление элементов фабрики в виде быстросборных и легко транспортируемых блоков позволяет добиться высокой степени готовности фабрики к запуску в работу на месторождении.

Преимущества такого подхода заключаются в следующем: низкая стоимость капитальных затрат на подготовительные работы и монтаж; короткие сроки монтажа; возможность доставки и установки в труднодоступных районах; минимальное отчуждение земельных участков под производственные площади; минимальный штат обслуживающего персонала; высокая гибкость при реализации различных вариантов технологических схем обогащения; снижение себестоимости производства в 2-3 раза по сравнению со стационарными фабриками.