

**К ВОПРОСУ О ВЫБОРЕ ТЕХНОЛОГИЙ ОБОГАЩЕНИЯ
И ИЗВЛЕЧЕНИЯ БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ
ИЗ ЖЕЛЕЗИСТЫХ КВАРЦИТОВ, ЧЕРНЫХ СЛАНЦЕВ
И ПРОДУКТОВ ИХ ПЕРЕРАБОТКИ**

Н. М. Чернышов, В. В. Абрамов, В. С. Кузнецов

Воронежский государственный университет

Поступила в редакцию 25 сентября 2009 г.

Аннотация. *Рассматриваются принципиальные схемы обогащения и извлечения благородных металлов из железистых кварцитов и техногенных продуктов их переработки, межрудных углеродсодержащих сланцев курской серии и черных сланцев тимского типа золото-платино-металльного оруденения. Обогащение железистых кварцитов возможно с применением пробирной плавки или гравитационных исследований. При обработке межрудных сланцев Лебединского месторождения применена методика укрупнения частиц благородных металлов. Обработка проб черных сланцев оскольской серии проводилась с применением СВЧ-облучения, а магнетитовые концентраты исследованы флотационными методами.*

Ключевые слова: *благородные металлы, технологические схемы, гравитационные концентраты, флотация.*

Abstract. *Principle schemes of concentration and extraction of noble metals from the ferruginous quartzite and technogenic products of their processing inter-ore carbonaceous shales kursk series and black shales of timskiy gold-PGE mineralization are considered. Processing concentrate of ferruginous quartzites possible by means of the fusion assay or gravity research. When processing inter-ore Lebedinskoe deposit shales the technique of enlargement of noble metals particles. Processing is used the samples of black shales Oskolskaya series was conducted with the use of microwave-radiation, while magnetite concentrates were studied by flotation methods.*

Key words: *noble metals, flow diagrams, gravity concentrates, flotation*

Введение

Известный американский экономист Пол Пильцер еще 15 лет назад писал: «...Богатство – это продукт не только естественных ресурсов, но и технологии. Из этих двух слагаемых технология неизмеримо важнее».

Минерально-сырьевые ресурсы, составляющие основу существования и развития человечества, сформировались в течение длительной истории становления Земли и являются невозобновляемыми. Проблема наиболее полного их освоения и использования была и остается одной из

важнейших и, вместе с тем, слабо разработанной в мировой и отечественной экономике.

По данным ряда исследователей [1, 2] в горнорудной промышленности коэффициент использования извлекаемой из недр горной массы составляет не более 10 %, и только за счет комплексного освоения месторождений можно на 10–15 % увеличить объем годовой продукции, снизив таким образом ее себестоимость на 20–30 % и существенно уменьшив затраты на капитальные вложения [2].

С этих позиций особое экономическое и экологическое значение приобретает решение проблемы комплексного освоения и глубокой перера-

ботки руд и техногенных продуктов железорудных месторождений КМА на основе современных наукоемких технологий. Прежде всего это относится к решению задачи попутного извлечения и селективной отработки благородных металлов, сосредоточенных в железорудных месторождениях и представленных в виде собственных минеральных фаз Au и МПГ (металлы платиновой группы); продуктов распада твердых растворов в виде микровключений и скрытокристаллической (примесной) формы в других рудных и породообразующих минералах.

1. Генетические типы и минералогия золото-платинометалльного оруденения месторождений-гигантов КМА

В настоящее время среди разнообразных по составу месторождений железистых кварцитов, а также сформировавшихся за их счет богатых железных руд КМА выделено шесть геолого-генетических типов золото-платинометалльного оруденения, каждый из которых характеризуется специфическими условиями локализации, морфологией и масштабами рудных залежей, типом минерализации, содержанием благородных металлов и практической значимостью (табл. 1). Золото-платинометалльное оруденение тимского

и старооскольского типов, приуроченное к высокоуглеродистым сланцам оскольской серии и углеродсодержащим сланцам курской серии соответственно, рассматривается совместно с рудными объектами железорудных месторождений-гигантов как единая длительно формирующаяся в условиях континентального рифтогенеза (на этапе спрединга и последующей субдукции и коллизии) полигенная и полихронная золото-платиноносная рудообразующая система многоуровневого характера.

Для выбора наукоемких ресурсосберегающих технологий комплексного освоения и глубокой переработки руд стратегически важных металлов особое значение имеет минеральная форма нахождения элементов платиновой группы и золота. В результате многоплановых исследований черных сланцев, железистых кварцитов и продуктов их переработки в составе сложного, поликомпонентного (более 60 минералов) оруденения курского, старооскольского и тимского типов установлено около 30 собственных минеральных фаз благородных металлов (табл. 2) [4–11].

В целом, повышенные концентрации благородных металлов в железистых кварцитах и углеродистых сланцах приурочены прежде всего к ореолам наиболее интенсивных сульфиди-

Таблица 1

Генетические типы и закономерности размещения золото-платинометалльного оруденения железорудных месторождений-гигантов КМА (в возрастной последовательности) [3]

Генетический тип и характер минерализации	Содержание Au, Pt, Pd (г/т)	Рудные залежи	Практическое применение
1. Осадочно-метаморфогенный (рассеянный)	Au = 0,01–0,12; ЭПГ до 0,05	Пластовые тела среди железистых кварцитов	Попутное извлечение из продуктов переработки железных руд
2. Метаморфогенно-метасоматический (концентрированный)	Au = 0,25–4,83; Pt = 0,12–0,30; Pd = 0,58–0,77	Стратиформные залежи контактовых зон кварцитов со сланцами	Самостоятельные золото-платиноидные объекты (селективная отработка)
3. Гидротермально-метасоматический (концентрированный)	Au = 0,01–0,12, иногда до 35,8; ЭПГ до 0,3–0,5	Секущие жилы, линзы среди железистых кварцитов	Самостоятельные золоторудные объекты (селективная отработка)
4. Гипергенно-метасоматический (концентрированный)	Au = 0,64–4,30, иногда до 41,7; ЭПГ до 1,0	Секущие Au-платиносодержащие рудные жилы и линзы	Самостоятельные объекты (селективная отработка)
5. Базальные горизонты зон несогласий докембрий-фанерозой (концентрированный)	Au = 0,53; Pd = 1,7; Pt = 0,15; PЗЭ = 556,3; U = 12,2–23,6	Пластовые тела сульфидизированных органогенно-фосфатных пород девона в кровле железорудных месторождений	Самостоятельные уран-редкоземельно-благороднометалльно-содержащие объекты (селективная отработка)
6. Техногенный (россыпный)	Au = 25,0–43,54; ЭПГ до 1,5	Пески гидроциклонов; немагнитная фракция	Самостоятельные Au-платинометалльные объекты отработки

Минералы благородных металлов в железорудных месторождениях КМА
и углеродистых сланцах перекрывающей оскольской серии

Класс минералов	Курский тип	Старооскольский тип	Тимской тип
Самородные	Самородный Os; самородный Ru; самородное Au;	Самородное Au; самородная Pt;	Самородный Pd; самородная Pt;
Твердые растворы	Рутениридосмин ($Os_{0,44}Ru_{0,39}Ir_{0,1}$); платиносодержащий рутениридосмин ($Ru_{0,5}Ir_{0,21}Os_{0,19}Pt_{0,08}$); платосмиридий ($Pt_{0,34}Ru_{0,32}Os_{0,17}Ir_{0,17}$); сплавы ряда Au-Ag; Ru-Pt-Rh		Рутениридосмин (Os,Ir,Ru); рутеносмирид (Ir,Os,Ru); осмистый иридий (Ir,Os); сплавы ряда Au-Ag; (Pd,Pt,Au,Ag,Zn); $Au_{0,53}Ag_{0,29}Te_{0,07}Hg_{0,02}$; $Au_{6,55}Ag_{6,07}Hg_{3,14}$
Арсениды	Сперрилит $PtAs_2$	Сперрилит $PtAs_2$	Сперрилит $PtAs_2$
Сульфоарсениды			Ирарсит (Ir, Ru, Rh, Pt) AsS
Сульфиды	Прассоит $Rh_{17}S_{15}$		
Теллуриды	Петцит $(AgAu)_2Te$; гессит Ag_2Te	Петцит $(AgAu)_2Te$; гессит Ag_2Te ; сильванит $AuAgTe_4$; мутманит $AuAgTe_2$	
Висмута-теллуриды	Цумоит $BiTe$	Волынскит $AgBiTe_2$; цумоит $BiTe$	
Висмутиды		Мальдонит Au_2Bi	
Селениды			Селенид Pd, Pt
Станниды			Станнид Pd
Теллурантимониды			Теллурантимонид Pd

зированных пространственно сопряженных разновозрастных и разноранговых (метаморфогенно-метасоматических, гидротермально-метасоматических и гипергенно-метасоматических) преобразований, обусловивших многократное перераспределение и накопление практически значимых концентраций Au, ЭПГ и других металлов. Кроме того, именно с сульфидами связаны повышенные содержания благородных металлов в гравитационных концентратах черных сланцев.

Помимо собственных минеральных фаз, в породах Михайловского железорудного месторождения в составе рудных и породообразующих минералов установлены (г/т): золото в магнетите (0,011–0,015), гематите (1,1–1,2), пирите (от 0,2 до 4,5–5,0), амфиболе (4,0–4,2), кальците (до 0,06). В жильном кварце кроме золота ($Au = 0,013$ г/т) присутствуют палладий (0,017 г/т) и платина (0,02 г/т). Платина (до 0,05 г/т) и палладий (0,025 г/т) отмечаются в пирите и марказите [4].

В железистых кварцитах Лебединского месторождения высокие концентрации благородных металлов установлены в пирите ($Pd = 0,01–0,10$ вес. %, $Pt = 0,02–0,38$ вес. %; $Au = 0,02–0,62$ вес. %), пирротине ($Pd = 0,01–0,12$ вес. %, $Pt = 0,01–0,44$ вес. %; $Au = 0,09–0,51$ вес. %), халькопирите ($Pd = 0,01–0,11$ вес. %, $Pt = 0,07–0,39$ вес. %; $Au = 0,02–0,27$ вес. %), галените (Pd до 0,43 вес. %, $Pt = 0,31–0,37$ вес. %; $Au = 0,06–0,22$ вес. %; $Ag = 0,06–0,42$ вес. %), теллуриде висмута ($Pt = 1,28$ вес. %; $Au = 0,27$ вес. %), а также в борните (Pd до 0,14 вес. %), теннантите ($Pd = 0,08$ вес. %), арсенипирите ($Pt = 0,18$ вес. %) и кобальтине (Pd до 2,3 вес. %). Анализ распределения благородных металлов выявляет наиболее высокие концентрации ЭПГ и Au в пирите третьей генерации и пирротинах трех генераций из зон сульфидной минерализации, к которым приурочены собственные минеральные фазы благородных металлов [3].

Микроразнообразиями исследованиями главных сульфидов тимского типа золото-платинометалль-

ного оруденения установлено примесное вхождение платиноидов в пирит (до 0,03 мас. % Pd), пирротин (до 0,13 мас. % Pd), халькопирит (до 0,08 мас. % Pd, до 0,60 мас. % Pt, до 0,11 мас. % Au) и сфалерит (до 0,06 мас. % Pd). Значительная доля ЭПГ и Au сосредоточена в спорадически развитых галените (Pt до 0,15; Au до 0,10 мас. %), алабандине (Pd до 0,13; Pt до 0,10; Au до 0,10 мас. %); пентландите (Au до 0,13; Pt до 0,07; Pd до 0,04 мас. %), молибдените (Pd до 0,19; Au до 0,07 мас. %), герсдорфите (Pt до 0,22; Au до 0,31; Pd до 0,02 мас. %); минерале изоморфного ряда ульманнит-герсдорфит (Au до 0,08; Pd до 0,03 мас. %); кобальтине (Pd до 0,03 мас. %), ульманните (Pt до 0,17; Au до 0,11; Pd до 0,08 мас. %); теллурувисмутите (Pt до 0,95; Au до 0,35; Pd – 0,08 мас. %) [5].

2. Технологии обогащения и извлечения благородных металлов из углеродистых сланцев тимского и старооскольского типов

В лаборатории АмурКНИИ ДВО РАН совместно с академиком РАН В. Г. Моисеенко проводилось изучение форм нахождения благородных металлов в углеродистых сланцах тимского и старооскольского типов. Проведенные исследования позволили предложить несколько принципиальных схем обогащения благородных металлов, которые привлекают внимание экологической безопасностью, энергоемкостью и сравнительной легкостью извлечения из растворов всех полезных компонентов.

На первом этапе предлагается измельчить руду до $-0,25$ мм и в водном растворе отделять минералы, не тонущие в воде. После их отделения в воду добавляется тиомочевина (до концентрации 3 %) и перемешивается в течение 1 ч при температуре не выше 60 °С. Затем пульпа отфильтровывается через вакуумный фильтр конвейерного типа (рис. 1).

В дальнейшем исследуемый материал и необходимое количество реагентов загружается в реактор, включается мешалка с частотой вращения 100–200 об./мин. Блоком управления и индикации устанавливаются мощность СВЧ-излучения, которая обеспечивает температуру в реакторе. После окончания процесса реактор вынимают из СВЧ-печи и удаляют полученный раствор или суспензию. Отфильтрованный раствор необходимо цементировать (с перемешиванием) алюминиевой пудрой для разложения тиомочевинных комплексов благородных металлов. Затем раствор повторно фильтруется, и фильтрат подвергается дальнейшим операци-

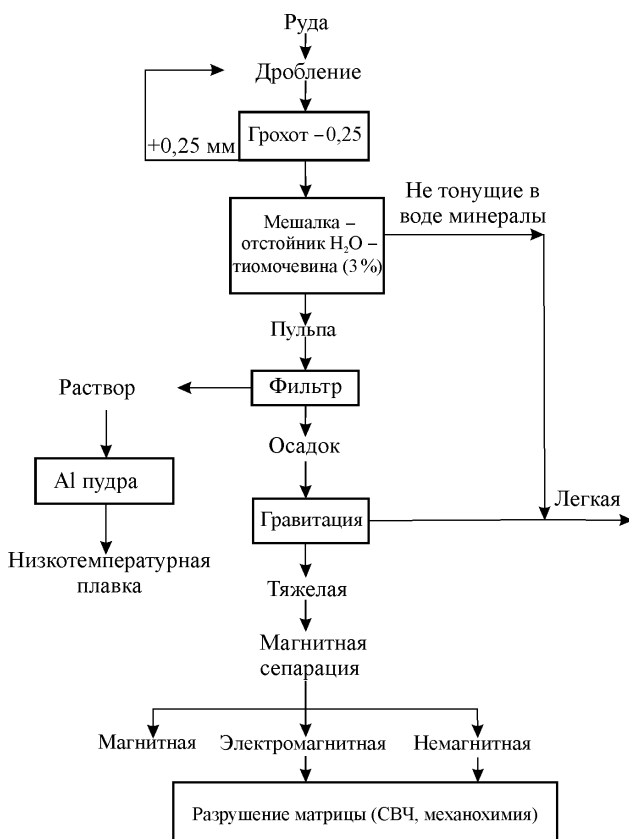


Рис. 1. Предполагаемая технологическая схема переработки и извлечения благородных металлов из черносланцевых толщ

ям, позволяющим извлекать интерметаллиды, основной которых являются благородные металлы.

В рудах с преобладающим содержанием платиноидов и малым содержанием золота может быть более эффективна и экономична другая схема, согласно которой после отделения минералов, не тонущих в воде, в раствор добавляется NaCl с последующим барботированием газообразным хлором. После необходимой обработки образующиеся хлориды платины осаждаются любыми общедоступными восстановителями.

После обработки тиомочевинной или хлористым натрием твердый остаток предлагается подвергнуть гравитации с последующим применением СВЧ-облучения для обработки материалов, содержащих нано- и микрочастицы благородных и редких металлов (табл. 3).

2.1. Технология укрупнения микро- и наночастиц благороднометалльных соединений

Технология укрупнения микро- и наночастиц благороднометалльных соединений осуществляется за счет окисления силикатной и сульфидной фаз, а также локальных экзотермических реакций, проте-

Содержание благородных металлов в углеродистых сланцах тимского и старооскольского типов до и после применения СВЧ-облучения и катализа

Элементы	Старооскольский тип		Тимской тип			
	529/2		4011/459,0–477,0		4014/314,0–357,0	
	I	II	I	II	I	II
Pt	0,2	0,33	0,30	0,75	0,54	0,68
Rh	0,09	0,31	0,25	0,71	0,50	0,89
Ir	0,04	0,26	0,90	1,82	1,00	1,05
Pd	0,04	0,21	0,10	0,64	0,05	0,42
МПГ	0,37	1,11	1,55	3,92	2,09	3,24
Au	0,11	1,14	0,90	3,10	1,15	4,30
Ag	1,2	3,80	12,00	21,20	9,3	19,40
МПГ + Ag + Au	1,68	6,05	14,45	28,22	12,54	26,96

Примечание. I – содержание, установленное атомно-абсорбционным методом (г/т); II – суммарное содержание благородных металлов, установленное в навесках, обработанных с помощью СВЧ и катализа (г/т).

Содержание благородных металлов в различных фракциях углеродсодержащих сланцев

№ пробы, фракция, мм	Содержание, г/т		Σ Au + Ag	$\frac{\text{Au}}{\text{Au} + \text{Ag}} \cdot 1000$
	Au	Ag		
Ф-11502 (+2)	15,41	8,92	24,33	633,4
Ф-11502 (–2 + 1)	9,08	3,9	12,98	699,5
Ф-11502 (–1 + 0,5)	8,25	1,5	9,75	846,2
Ф-11502 (–0,5 + 0,25)	5,16	1,5	6,66	774,8
Ф-11502 (–0,25)	1,59	0,5	2,09	760,8
Флотационный шлам	114,3	41,27	155,54	734,8
Средневзвешенное содержание во фракциях, выделенных по размеру частиц	30,17	12,61	42,78	705,2
Ф-11502-М (–2 + 0,25)	9,08	9,06	18,14	500,6
Ф-11502-Э (–2 + 1)	11,57	1,5	13,07	885,2
Ф-11502-Э (–1 + 0,5)	10,43	6,5	16,93	616,06
Ф-11502-Э (–0,5 + 0,25)	11,64	25,90	37,54	310,06
Средневзвешенное по электромагнитной фракции	11,41	10,3	21,71	521,1
Ф-11502 (–2 + 1) Н	152,1	15,66	167,76	906,6
Ф-11502 (–1 + 0,5) Н	3,15	8,58	11,73	268,5
Ф-11502 (–0,5 + 0,25) Н	2,2	0,5	2,7	814,8
Средневзвешенное по немагнитной фракции	109,77	17,28	127,05	863,99
Средневзвешенное по всей пробе	82,06	10,28	92,34	888,67

Примечание. Фракции: М – магнитная; Э – электромагнитная; Н – немагнитная.

кающих при определенных температурно-концентрационных условиях. В результате происходит высвобождение связанных форм полезного компонента. Диффузия атомов благородных металлов в расплаве легкоплавких силикатных и сульфидных минералов велика, а поверхность первичных кристаллов и микровыделений их минеральных и самородных форм (наночастиц, кластеров, микрозерен) наиболее реакционноспособна, в результате чего происходит скопление полезного компонента вокруг этих частиц с укрупнением их в размерах. То есть диффузионное движение макроскопических дефектов (атомов, примеси, наночастиц, кластеров, микрозерен) в твердых телах в существенной степени влияет на кинетику рекристаллизации гетерогенных систем.

В результате применения указанной методики было установлено многократное повышение содержания благородных металлов в навесках, выделенных по размеру частиц и магнитной восприимчивости с последующим укрупнением, в межрудных углеродсодержащих сульфидизированных сланцах Лебединского месторождения (КМА) (табл. 4) [6].

2.2. Технологическая схема обогащения черных сланцев месторождений Мурунтау и Голец Высочайший

Принципиальная технологическая схема обогащения черных сланцев положена в основу технологического процесса на обогатительной фабрике, перерабатывающей руды месторождений Мурунтау и Голец Высочайший [12, 13].

Для различных типов золото-платиносодержащих руд (черные сланцы, железистые кварциты) разработаны специальные схемы обогащения и извлечения благородных металлов. На начальной стадии исходная руда подвергается измельчению в щековой и валковой дробилках до крупности менее 0,5 мм (с промежуточным грохочением и додрабливанием надрешетного продукта). Полученный дезинтегрированный материал подвергается гравитационной сепарации на концентрационном столе СКЛ-2М. Гравитационный продукт после контрольного (повторного) обогащения поступает непосредственно в плавку. Концентраты, содержащие более 2 мас. % золота, могут подвергаться пирометаллургическому переделу, при котором содержащиеся в концентратах платиновые металлы полностью переходят в металлическую фазу. При электрохимическом рафинировании золота на аффинажном заводе из анодных осадков можно получать всю гамму платиновых

металлов, что и осуществляется на ряде подобных производств [12].

Хвосты гравитационного обогащения поступают в шаровую мельницу, где измельчаются до размера частиц 75 % класса менее 74 мкм. Измельченный материал подвергается основной флотации с двумя перечистками и контрольной флотацией с применением в качестве собирателя бутилового ксантогената. Полученный флотационный концентрат является исходным продуктом на цианидное выщелачивание, а также может использоваться для дальнейшего выделения благородных металлов из углеродистой фракции сланцев.

Для выделения металлов платиновой группы и золота из хвостов гравитации (легкая фракция пробы) разработана дополнительная схема обогащения и выделения благородных металлов. Первый этап обогащения заключается в озолении углеродистого вещества пробы: флотационный концентрат из хвостов гравитационного обогащения нагревается в муфельной печи в присутствии окислителя (нитрат аммония), при этом достигается уменьшение массы образца на 12–15 % из-за удаления углерода, окисления сульфидных минералов и потери воды. На следующем этапе обогащения проводится выщелачивание пробы во фтористоводородной кислоте. Этим достигается растворение кварца, полевых шпатов, гидроксидов железа, разложение слюд и темноцветных минералов, происходит формирование нерастворимых алюмофторидов. Полученный продукт подвергается гравитационной сепарации в тяжелых жидкостях. В хвосты сепарации удаляются гидратированные алюмосиликаты, гели, недорастворившиеся силикаты, кварц, углеродистое вещество. Оставшийся тяжелый концентрат, пригодный для исследования на электронном микроскопе, состоит в основном из оксидных минералов (шпинели, ильменит, рутил, титанит, циркон и т. п.) и новообразованных флюорита и алюмофторидов кальция. В целом, при выделении благородных металлов по описанной выше методике дисперсные сорбированные формы платиноидов высвобождаются при озолении и концентрируются при выщелачивании.

3. Технологии обогащения и извлечения благородных металлов из железистых кварцитов курского типа

Определение низких (кларковых и фоновых) содержания благородных металлов (золота и элементов платиновой группы) в железистых кварцитах связано с методическими проблемами, главная из которых – требование к чувствительности анализов.

Низкие концентрации МПГ, золота (первые мг/т) не могут надежно определяться непосредственно в пробах ни одним из существующих методов химического анализа. Поэтому получение результатов достигается комбинацией физических и физико-химических методов определения элементов после отделения основной массы материала и специального концентрирования благородных металлов.

Для повышения чувствительности анализа используется пробирная плавка, которая позволяет работать с крупными (до 0,1 кг) представительными аналитическими навесками, что очень важно как для увеличения абсолютного количества определяемых металлов, так и для уменьшения влияния неравномерности их распределения. Для плавки проб горных пород и руд, содержащих благородные металлы меньше 10^{-6} вес. % (10 мг/т), используются отдельные печи, щипцы, изложницы, химические реактивы и другое оборудование. Пробирное концентрирование благородных металлов является самым точным, надежным и экспрессным методом подготовки проб к анализу атомно-абсорбционным или эмиссионным спектральными методами. К недостаткам метода относится высокая стоимость анализа, которая вырастает в геометрической прогрессии с уменьшением содержаний благородных металлов.

С другой стороны, концентрирование минералов благородных металлов или минералов – носителей МПГ и золота – возможно с применением простейших методов гравитационной сепарации. Для наиболее полного раскрытия минералов с повышенной плотностью и одновременно недопущения переизмельчения этих минералов в несколько стадий применяются высокоэнергетические методы дезинтеграции с промежуточным рассеиванием.

Для исследования минералов благородных металлов в железистых кварцитах КМА предлагается использовать комбинированную методику, основанную на гравитационном концентрировании проб железистых кварцитов большого объема, включающую несколько основных этапов [13–15].

Гравитационное выделение мелких и тонкодисперсных минералов, несущих благородные металлы, осуществляется с применением стадийного дробления и измельчения проб с промежуточной классификацией (рис. 2).

1.1. Дробление осуществляется в щековой дробилке в две или три стадии (в зависимости от прочностных свойств руды) с конечной крупностью $-5 + 0$ мм. Дробленный материал поступает на дробление в валковой дробилке до конечной крупности $-1 + 0$ мм. После операций дробления производится

классификация материала на ситах с размером ячейки 0,5 мм. Мелкая фракция (подрешетный продукт) является готовой для выполнения гравитационных экспериментов, а крупная подвергается измельчению в шаровой мельнице с отсевом крупной фракции (более 0,5 мм) и возвратом ее в мельницу. После измельчения в мельнице этот продукт объединяется с мелкой фракцией предыдущей классификации, что составляет готовый продукт для выполнения гравитационных экспериментов.

1.2. Гравитационные методы сепарации предназначены для выделения мелких и тонкодисперсных частиц минералов благородных металлов, имеющих высокую плотность. На начальной стадии концентрирования применяется центробежная сепарация на концентраторе Knelson 3,5" [15]. Контрольные операции обогащения также представлены центробежным концентрированием, но с применением аппаратов иного принципа действия – сепарационными машинами ЦВК-100М и СКЛ-2. Применение центробежных аппаратов с различными принципами действия позволяет наиболее полно извлекать минералы благородных металлов всех морфологических (гранулометрических) разновидностей.

Аппараты концентрационного типа (Knelson 3,5") извлекают из руды наиболее крупные частицы минералов благородных металлов, а из хвостов этой сепарации аппаратами сепарационного типа извлекаются наиболее тонкие и мелкие частицы, в том числе и находящиеся в сростках с другими минералами [15].

В результате применения технологической схемы получают три концентрата центробежной сепарации (см. рис. 1), которые поступают на гравитационное обогащение на концентрационном столе.

1.3. Дальнейшее концентрирование минералов благородных металлов осуществляется в операциях доводки гравитационных концентратов концентрационного стола. В зависимости от минерального состава концентрата выбирается последовательность операций, включающих магнитное обогащение и/или обогащение в тяжелых жидкостях.

Для гравитационных концентратов, содержащих ферромагнитные (магнетит, пирротин моноклинный) и парамагнитные (гематит, гексагональный пирротин, амфиболы, гранаты, гидроокислы железа, ильменит и др.) минералы применяется магнитная сепарация с выделением магнитной (при значении намагниченности $I \leq 65$ ка/м), парамагнитной и немагнитной ($I \geq 1000$ ка/м) фракций с применением лабораторных электромагнитов УЭМ-1, СИМ или ручных постоянных магнитов

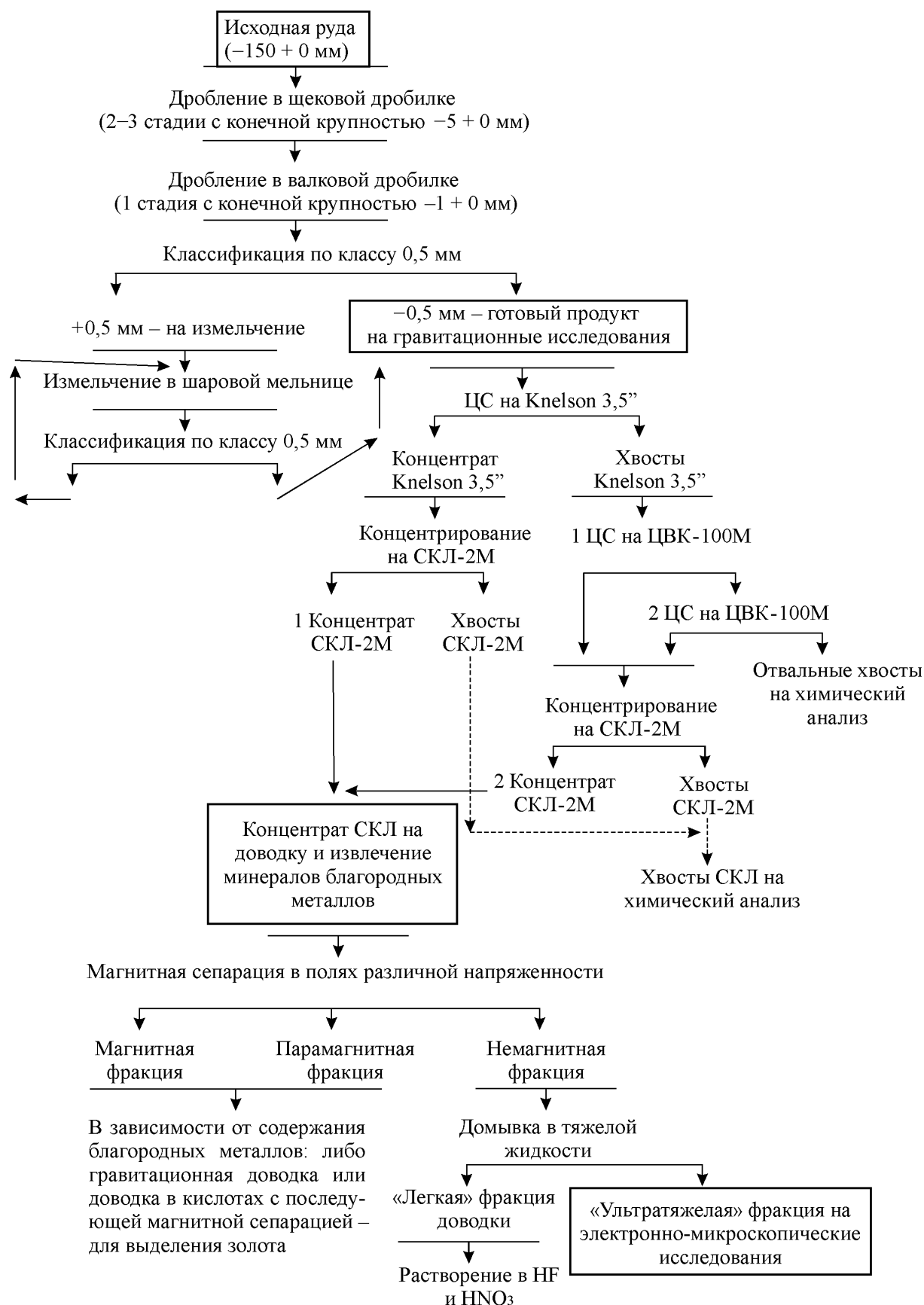


Рис. 2. Технологическая схема пробоподготовки для гравитационных исследований и выделения минералов благородных металлов из железистых кварцитов месторождений КМА

М-1. В случаях когда в магнитной фракции наблюдаются повышенные концентрации металлов платиновой группы, необходимо провести дополнительную отмывку в тяжелых жидкостях с предварительным размагничиванием минералов для разрушения магнитных флокул.

Гравитационные концентраты, состоящие преимущественно из пирита, подвергаются перемывке в тяжелых жидкостях в чашках с использованием тяжелой жидкости М-45 плотностью 2,82 г/см³ с получением «ультратяжелой фракции».

Легкая фракция доводки растворяется в плавиковой кислоте с магнитной сепарацией остатка от растворения. Растворением в кислоте вскрываются зерна рудных (оксидных и сульфидных) минералов из сростаний с кварцем и силикатами. Магнитной сепарацией удаляются магнетит, гематит, гидроксиды железа и силикаты железа. Остатки химической доводки легкой фракции объединяются с «ультратяжелой» фракцией гравитационной доводки. Из этого материала изготавливаются препараты для электронно-микроскопических исследований, представляющие собой прозрачно-полированные шлифы, полученные путем запрессовки мономинерального слоя зерен в бакелит или полиэтилен под давлением и при нагревании.

Извлечение минералов благородных металлов из магнитных и парамагнитных фракций представляет известную трудность. В случае если эти минералы представлены платино-железистыми сплавами с ферромагнитными свойствами, то возможно применение только гравитационных методик. Перед проведением гравитационного обогащения полезна обработка кислотами – последовательным действием HF и HNO₃. Первая из кислот подвергает раство-

рению кварц и некоторые силикаты и не затрагивает сульфиды, оксиды и прочие минералы. Азотная кислота полностью растворяет сульфидные и сульфидоарсенидные минералы, применение этих кислот может помочь при удалении излишнего количества тяжелых рудных минералов, мешающих гравитационному концентрированию, а также может высвободить минералы благородных металлов из минеральных сростаний с сульфидами и силикатами.

В случае присутствия в магнитных фракциях больших концентраций пирротина возможно применение азотной кислоты для его растворения. Но эта операция применяется исключительно при выделении самородных золота и платины, поскольку прочие минералы (теллуриды, сульфиды, арсениды, антимониды и висмутиды золота, серебра, палладия и др.) подвергнутся растворению.

В ходе проведения тематических работ по установлению общих закономерностей распределения и выявлению возможных форм нахождения благородных металлов, а также отработки подходов и принципов технологии обогащения и извлечения ЭПГ и золота, в железных рудах Лебединского месторождения ряд малых технологических проб был подвергнут обработке по вышеописанной методике (см. рис. 2).

Определение содержания благородных металлов пробирным методом (как в исходных железистых кварцитах, так и их технологических продуктах) показало многократное (от 2–5 до 400 и более раз) обогащение Pt, Pd и Au немагнитной фракции и гравитационного концентрата (табл. 5).

Кроме того, по материалу «ультратяжелой» фракции гравитационной доводки были проведены рентгеноспектральные исследования, в результате которых впервые в железистых кварцитах установлено

Т а б л и ц а 5

Содержание Pt, Pd и Au в исходных железистых кварцитах и их некоторых технологических продуктах (г/т)

Пробы	Pt	Pd	Au	Пробы	Pt	Pd	Au		
А18/2	1	0,013	0,019	0,030	А18/4	1	0,021	0,014	0,050
	2	0,88	0,36	2,1		2	0,2	0,3	0,9
	3	0,02	0,08	0,03		3	0,08	0,03	0,12
	4	0,05	0,09	0,11		4	0,09	0,05	0,17
	5	< 0,01	< 0,01	0,015		5	< 0,01	< 0,01	0,02
Б18/2	1	0,035	0,035	0,100	Б18/4	1	0,008	0,008	0,012
	2	1,2	1,2	3,2		2	0,05	0,04	0,31
	3	0,1	0,23	0,045		3	0,02	0,02	0,02
	4	1,17	1,17	3,10		4	0,023	0,022	0,052
	5	< 0,01	< 0,01	0,02		5	< 0,01	< 0,01	< 0,01

Примечание: 1 – исходная проба; 2 – немагнитная фракция; 3 – магнитная фракция; 4 – гравитационный концентрат; 5 – хвосты гравитации.

значительное количество собственных минеральных фаз ЭПГ: самородный рутений и осмий, минералы ряда осмий, рутений и иридий, ряда рутений, платина, родий, прассоит (или миассит), сперрилит, а также самородное золото и теллуриды висмута Au и Ag (таблица с формами + ссылка).

4. Технологии обогащения и извлечения благородных металлов из техногенных продуктов переработки железистых кварцитов

При исследовании минералогии благородных металлов на обрабатываемых месторождениях КМА были проанализированы отдельные технологические продукты магнитной сепарации. На обогатительных фабриках в качестве разделяющего свойства исходных руд используется плотность: песковые фракции гидроциклонов, продукты очистки зумпфов промежуточной перекачки продуктов и гравитационные концентраты [16]. При магнитной сепарации распределение золота и МПГ по технологическим продуктам практически пропорционально их выходам.

Почти на всех современных фабриках Центральной России, обогащающих железистые кварциты, распределение золота по фабричным технологическим продуктам практически одинаковое. После проведения первой стадии мокрой магнитной сепарации примерно третья часть золота уходит с отвальными хвостами обогащения; две трети – с магнитной фракцией на вторую стадию измельчения, после которой материал классифицируется с применением гидроциклонов. Песковые фракции этих гидроциклонов обогащаются самородным золотом вследствие его накопления в циклическом продукте [17]. Накопление золота может достигать 2–5 крат, причем это самородное золото характеризуется весьма благоприятными для гравитационного обогащения морфологическими свойствами.

Для извлечения золота в цикле измельчения предполагается использовать центробежные сепараторы, например фирмы Knelson. Концентрат центробежной сепарации подлежит магнитному обогащению (магнитный концентрат и легкая фракция песков отправляются на вторую стадию измельчения). Немагнитная фракция отправляется на доводку гравитационными методами на концентрационном столе.

Более сложными для обогащения с целью извлечения золота являются отвальные хвосты, поскольку обогащение больших потоков пульпы связано с огромными трудностями. Однако на отвальных хвостах возможно применение центробежной сепарации с получением гравитационных концентратов, которые могут давать кондиционные золотые продукты после проведения магнитной сепарации и концентрирования на столах.

Специальные исследования по гравитационному концентрированию продуктов обогащения Михайловского ГОКа показали, что практически во всех продуктах содержатся повышенные концентрации золота (табл. 6). Содержание золота в гравитационных концентратах в песковых продуктах классификации разных стадий измельчения колеблется от 7–10 г/т в первой стадии измельчения до 25–30 в второй и до 43 в третьей стадии (см. табл. 6). Гравитационные концентраты из отвальных хвостов содержат в общем низкие концентрации золота – не более 0,5 г/т.

В железистых кварцитах Лебединского месторождения наибольшие концентрации золота наблюдаются в немагнитном продукте гравитационного концентрата (до 15 г/т) и особенно в мелких его фракциях. Содержание золота в хвостах обогащения железных руд колеблется от 0,01 до 0,12 г/т.

Исследование вещественного состава продуктов гравитационного обогащения технологических продуктов Лебединского ГОКа показало, что благо-

Т а б л и ц а 6

Содержание благородных металлов в гравитационных концентратах из различных технологических продуктов Михайловского ГОКа

Технологические продукты	Тип концентратора благороднометалльной минерализации	Содержание (г/т)			Pd / Pt
		Au	Pd	Pt	
Пески классификатора	СКЛ-2	7,3	0,08	0,12	36,50
	Knelson 3"	9,7	0,08	0,11	51,05
Пески гидроциклона 500	СКЛ-2	30	0,52	0,7	24,59
	Knelson 3"		25,2	0,2	0,1
		43,5	0,33	0,2	82,08
Отвальные хвосты		0,5	< 0,02	< 0,05	н. о.
Аглоруда (менее 2 мм)		0,06	0,03	< 0,05	> 1,2

Примечание: н. о. – компонент не определялся.

родные металлы концентрируются в хвостах обогащения. Одновременно с благородными металлами здесь накапливаются сульфиды (пирит, халькопирит, пирротин, арсенопирит, галенит и др.).

Для удаления серы (сульфидных минералов) из магнетитовых концентратов применяются *флотационные методы*, при которых удаляемый продукт – сульфидный – слагает пенный продукт флотации, а камерным продуктом выводится готовый обессеренный магнетитовый концентрат. Крупные частицы самородных благородных металлов могут извлекаться центробежной сепарацией в отдельный гравитационный концентрат.

Для проведения опытного лабораторного обогащения магнетитового концентрата использована стандартная методика коллективной сульфидной флотации с последующей селекцией на халькопиритовый и пирротинный продукты (рис. 3). Исходная проба содержала 0,36 % серы и 0,064 г/т суммы МПГ и золота (Pt – 0,025 г/т; Pd – 0,016 г/т; Au – 0,023 г/т).

В процессе коллективной сульфидной флотации получен продукт с выходом 12,5 %, содержащий 2,25 % серы (или 5–5,5 % сульфидов) и 0,38 г/т суммы МПГ и золота. Технологическое извлечение серы составило 78 %, а благородных металлов – 75 %. В процессе селекции сульфидного продукта получен сульфидный концентрат: выход 0,35 % от исходного магнетитового концентрата, содержание серы –

41,3 %, меди – 1,37 %, благородных металлов – 6,73 г/т (Pt – 1,27 г/т; Pd – 0,96 г/т; Au – 4,5 г/т).

При обессеривании 1 млн т магнетитового концентрата может быть получен сульфидный концентрат в количестве до 3,5 тыс. т в год, содержащий около 6,5–6,7 г/т благородных металлов (23,5 кг благородных металлов в год). Ценность сульфидного продукта, полученного путем флотационного обессеривания магнетитового концентрата, состоит из благородных металлов (около 500 тыс. долл. США в 1 млн т) и меди (около 300 тыс. долл. США в 1 млн т).

Заключение

Таким образом, в Европейской части Центральной России в Курско-Воронежском регионе может быть создана самостоятельная минерально-сырьевая база платинодобычи с попутным золотом. Ее главными составляющими должны стать золото-платиносодержащие проявления в черных сланцах и их метасоматитах тимского типа, а также железистые кварциты, межрудные сланцы и их хвостоотвалы. Технико-экономические расчеты показывают [18], что в настоящее время рентабельная промышленная попутная добыча золота и платиноидов может быть организована в короткие сроки на основе применения современных наукоемких технологий, позволяющих извлекать частицы мелкого и тонкого золота и минералы МПГ из песков или отходов обогащения, при

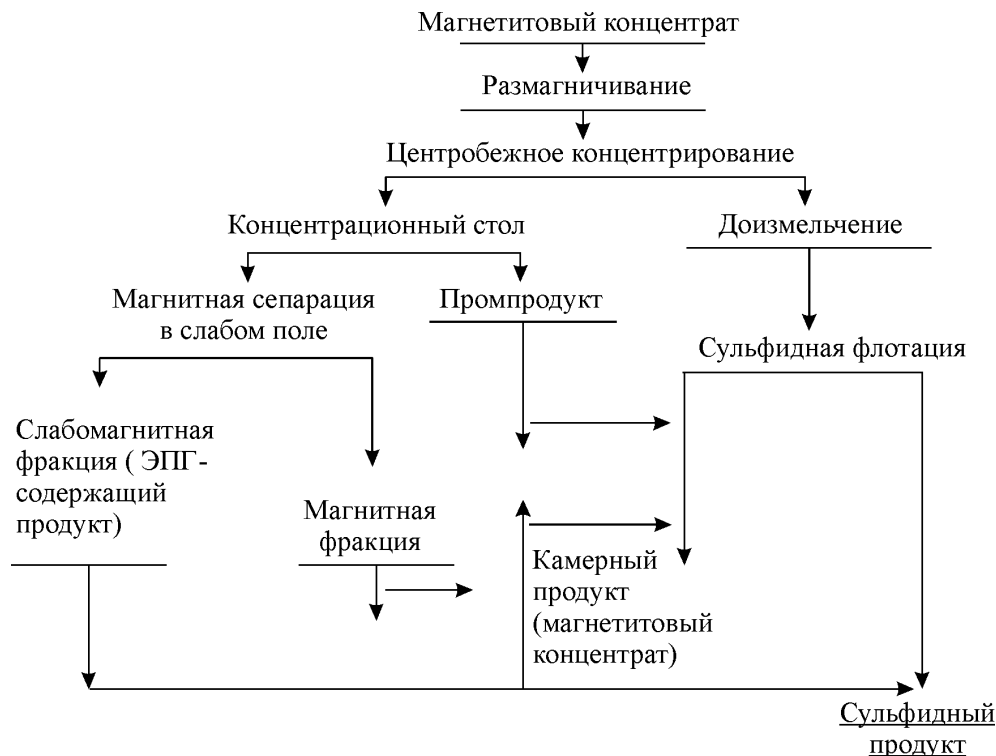


Рис. 3. Принципиальная схема обессеривания магнетитового концентрата с получением сульфидного продукта

этом первоочередными объектами представляются отходы обогащения текущего пердела.

Ускоренное развитие и реализация научных разработок в области освоения и обогащения уникальных по запасам и ресурсам нетрадиционных типов благороднометалльного сырья из промпродуктов в условиях резкого увеличения производства и потребления золота и платиновых металлов может составить надежный базис устойчивого долгосрочного развития этой высокоэффективной отрасли экономики.

Работы выполнены при финансовой поддержке Гранта Президента РФ «Ведущие научные школы» (НШ-2211.2008.5); РФФИ грант № 08-05-00158а; ФЦП «Научные и научно-педагогические кадры инновационной России», ГК № 02.740.11.0021.

ЛИТЕРАТУРА

1. Кушнеренко В. К. Золото и другие элементы в железорудных месторождениях КМА (к проблеме комплексного использования) / В. К. Кушнеренко, Ю. М. Шувалов, В. М. Мятлин // Региональная геология и металлогения. – СПб. : ВСЕГЕИ, 1999. – № 9. – С. 120–124.

2. Шалгуров В. В. К проблеме комплексного использования минерального сырья / В. В. Шалгуров // Разведка и охрана недр. – 1992. – № 6. – С. 18–21.

3. Чернышов Н. М. Благороднометаллосодержащие парагенезисы сульфидов и их аналогов в железорудных месторождениях КМА (Центральная Россия) / Н. М. Чернышов // Вестн. Воронеж. гос. ун-та. Сер. Геология. – 2007. – № 1. – С. 101–114.

4. Чернышов Н. М. Платиноносные формации Курско-Воронежского региона (Центральная Россия) / Н. М. Чернышов. – Воронеж : Изд-во Воронеж. гос. ун-та, 2004. – 448 с.

5. Чернышов Н. М. Золото-платинометалльное оруденение черносланцевого типа Курско-Воронежского региона (Центральная Россия) / Н. М. Чернышов. – Воронеж : Издат.-полигр. центр Воронеж. гос. ун-та. – 2007. – 177с.

6. Чернышов Н. М. О благороднометалльном оруденении сланцев Лебединского железорудного месторождения / Н. М. Чернышов, В. Г. Моисеенко, В. В. Абрамов // Доклады VIII Международной конференции «Новые идеи в науках о Земле». – М., 2007. – Т. 5. – С. 290–293.

7. Чернышов Н. М. Новые минеральные формы платиноидов в черносланцевом типе благороднометалльного оруденения КМА (Центральная Россия) / Н. М. Чернышов, В. Г. Моисеенко, В. В. Абрамов // Докл. РАН. – 2008. – Т. 423, № 3. – С. 379–382.

8. Абрамов В. В. Золото-платинометалльное оруденение тимского типа в черносланцевых толщах КМА (геология, закономерности размещения, состав и генетические особенности) : автореф. дис. ... канд. геол.-минерал. наук / В. В. Абрамов. – Воронеж, 2007. – 24 с.

9. Рудашевский Н. С. Минералы платиновой группы из черных сланцев КМА / Н. С. Рудашевский, В. В. Кнауф, Н. М. Чернышов // Докл. РАН. – 1995. – Т. 334, № 1. – С. 91–95.

10. Чернышов Н. М. О золотоносности пород и руд Стойленского месторождения / Н. М. Чернышов, В. С. Кузнецов, О. Г. Резникова // Вестн. Воронеж. гос. ун-та. Сер. Геология. – 2009. – № 1. – С. 103–110.

11. Чернышов Н. М. Минеральные формы нахождения платиноидов и золота в железистых кварцитах Лебединского месторождения КМА (Центральная Россия) / Н. М. Чернышов, С. В. Петров // Вестн. Воронеж. гос. ун-та. Сер. Геология. – 2005. – № 2. – С. 31–38.

12. Масленицкий И. Н. Металлургия благородных металлов / И. Н. Масленицкий, Л. В. Чугаев, В. Ф. Борбат. – М. : Metallurgia, 1987. – 432 с.

13. Богданович А. В. Попутное извлечение золота из руд черных и цветных металлов / А. В. Богданович, С. В. Петров, В. В. Беликов, Г. Я. Аксенова // Тез. докл. Межд. симп.: 2-й Форум «Восток-Запад: новые технологии в горнорудной промышленности», сент. 2002, СПб., 2002. – С. 46–48.

14. Петров С. В. Методологические и терминологические аспекты изучения форм нахождения золота в рудах / С. В. Петров // Обогащение руд. – 2005. – № 2. – С. 27–30.

15. Богданович А. В. Сравнительные испытания центробежных концентраторов различных типов / А. В. Богданович, С. В. Петров // Обогащение руд. – 2001. – № 3. – С. 38–41.

16. Петров С. В. Благородные металлы в железистых кварцитах и возможность их извлечения / С. В. Петров, В. А. Сентемова // Обогащение руд. – 1998. – № 6. – С. 36–40.

17. Богданович А. В. Особенности поведения частиц самородного золота в цикле измельчения / А. В. Богданович, С. В. Петров, Е. Н. Шумская // Обогащение руд. – 2000. – № 2. – С. 20–23.

18. Тигунов Л. П. Проблемы и перспективы попутного получения благородных металлов из нетрадиционных источников минерального сырья / Л. П. Тигунов, Л. З. Быховский // Геология, генезис и вопросы освоения комплексных месторождений благородных металлов : матер. Всероссийского симпозиума. – М., 2002. – С. 381–384.

Н. М. Чернышов, В. В. Абрамов, В. С. Кузнецов

Воронежский государственный университет

Н. М. Чернышов, член-корреспондент РАН

Тел. 8 (4732) 208-681

E-mail: kf111a@main.vsu.ru

Voronezh State University

N. M. Chernyshov, Corresponding member of RAS

Tel. 8 (4732) 208-681

E-mail: kf111a@main.vsu.ru

*В. В. Абрамов, доцент кафедры минералогии и
петрологии*

Тел. 8 (4732) 207-966

E-mail: avova82@mail.ru

*V. V. Abramov, assistant professor, Chair of Min-
eralogy and Petrology*

Tel. (4732) 207-966

E-mail: avova82@mail.ru

*В. С. Кузнецов, аспирант кафедры минералогии
и петрологии*

Тел. 8 (4732) 207-966

E-mail: voronezhpodkl@inbox.ru

*V. S. Kuznetsov, post-graduate student, Chair of
Mineralogy and Petrology*

Tel. 8 (4732) 207-966

E-mail: voronezhpodkl@inbox.ru