

А. Б. Голованчиков¹, А. А. Шурак¹, А. Б. Дулькин², Б. А. Дулькин³

**К ВОПРОСУ О ГРАВИТАЦИОННОМ МОКРОМ РАЗДЕЛЕНИИ
БЕДНЫХ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД, ПЕСКОВ И ОТВАЛОВ
ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ**

¹Волгоградский государственный технический университет, Волгоград, Россия

²«Атомстройэкспорт», Нижний Новгород, Россия

³«Русатом – Международная Сеть», Москва, Россия

9275170082@mail.ru, a-shurak2@mail.ru, dulab@mail.ru, dulios@mail.ru

Автор, ответственный за переписку: Антон Анатольевич Шурак, a-shurak2@mail.ru

Проведена систематизация основных технологических операций получения золота из его месторождений и их краткий анализ. Показан недостаток амальгамации при мокром гравитационном разделении золотосодержащих руд, песков и отвалов обогатительных предприятий, связанный с дополнительными технологическими операциями промывки, отжимки ртути, нагревания амальгамы и последующего ее плавления с выделением самого золота. Те же проблемы возникают при химическом цианировании после гидромеханических процессов обогащения: гравитационного, центробежного, флотационного или электрофлотационного. Предлагается мокрое гравитационное разделение проводить в расплаве сплава Вуда при 70–75 °С, плотность которого значительно меньше плотности золота, но больше плотности нерудных материалов, горных пород, песков и других минералов. Приведен расчет модуля для отсадки частиц золота в отсадочной машине в расплаве сплава Вуда.

Ключевые слова: золотосодержащие руды и пески, отвалы, «хвосты» и шламы, концентрация золота, гравитационное мокрое обогащение, амальгамация, сплав Вуда, расплав, плотность, вязкость, распределение частиц по фракциям, локальная и общая степень улавливания частиц, «тяжелая» суспензия

A. B. Golovanchikov¹, A. A. Shurak¹, A. B. Dulkan², B. A. Dulkan³

**COMPARISON OF THE DEGREE OF VENTILATION EMISSIONS FROM
CARBON BLACK DUST IN A CYCLONE AND CYCLONE BATTERY**

¹Volgograd State Technical University, Volgograd, Russia

²JSC Atomstroyexport, Nizhny Novgorod, Russia

³Rusatom-International Network, Moscow, Russia

A systematization of the main technical operations for extraction of gold from deposits and their brief analysis were carried out. The disadvantage of amalgamation during wet gravitational separation of gold-bearing ores, sands and waste dumps of concentrating plants is shown. This disadvantage is connected with additional technical operations of washing, squeezing mercury, heating the amalgam and its subsequent melting with the extraction of the gold. The same problems arise during chemical cyanidation after hydromechanical enrichment processes: gravity, centrifugal, flotation or electroflotation. The proposal is carrying out wet gravitational separation in Wood's alloy at a temperature 70–75 °C. The density of the Wood's alloy significantly less than the density of gold, but greater than the density of non-metallic materials, rocks, sands and other of gold-bearing ores. The calculation of the module for depositing gold particles in a depositor in a liquid Wood alloy is provided.

Keywords: gold-bearing ores and sands, dumps, sludges and tailings, gold concentration, wet gravitational enrichment, amalgamation, Wood's alloy, molten metal, density, viscosity, particle-size distribution, local and general rate of a particle capture, heavy suspension

В России общий объем переработки полезных ископаемых составляет около 10 млрд тонн в год. Однако богатые месторождения себя исчерпывают, а в новых и законсервированных месторождениях содержание полезных компонентов бывает невысоким. Особенно это касается руд цветных, благородных и редких металлов [1]. Так, анализ содержания золота в рудах одного из месторождений, измельченных до среднего размера частиц в 70 мкм, в разных пробах колеблется от 0,5 до 1,5 г/т [2; 3]. То же касается отвалов и «хвостов» горно-обогатительных предприятий, которых скопилось более 3 млрд м³. Подобные отвалы занимают десятки тысяч гектаров земли, ухудшая состояние окружающей природной среды.

Современные методы обогащения полезных ископаемых, в том числе содержащих благородные металлы, позволяющие все в большей степени извлекать полезные металлы из бедных руд и отвалов обогатительных предприятий, описаны и проанализированы в учебном пособии [4], а конкретно касательно рудных и песчаных месторождений золота – в монографии [5] и энциклопедии [6].

Основные технологические операции получения золота из его рудных месторождений представлены на рис. 1. Эти же методы можно использовать при извлечении остатков золота, накопленных в отвалах и «хвостах» обогатительных предприятий.

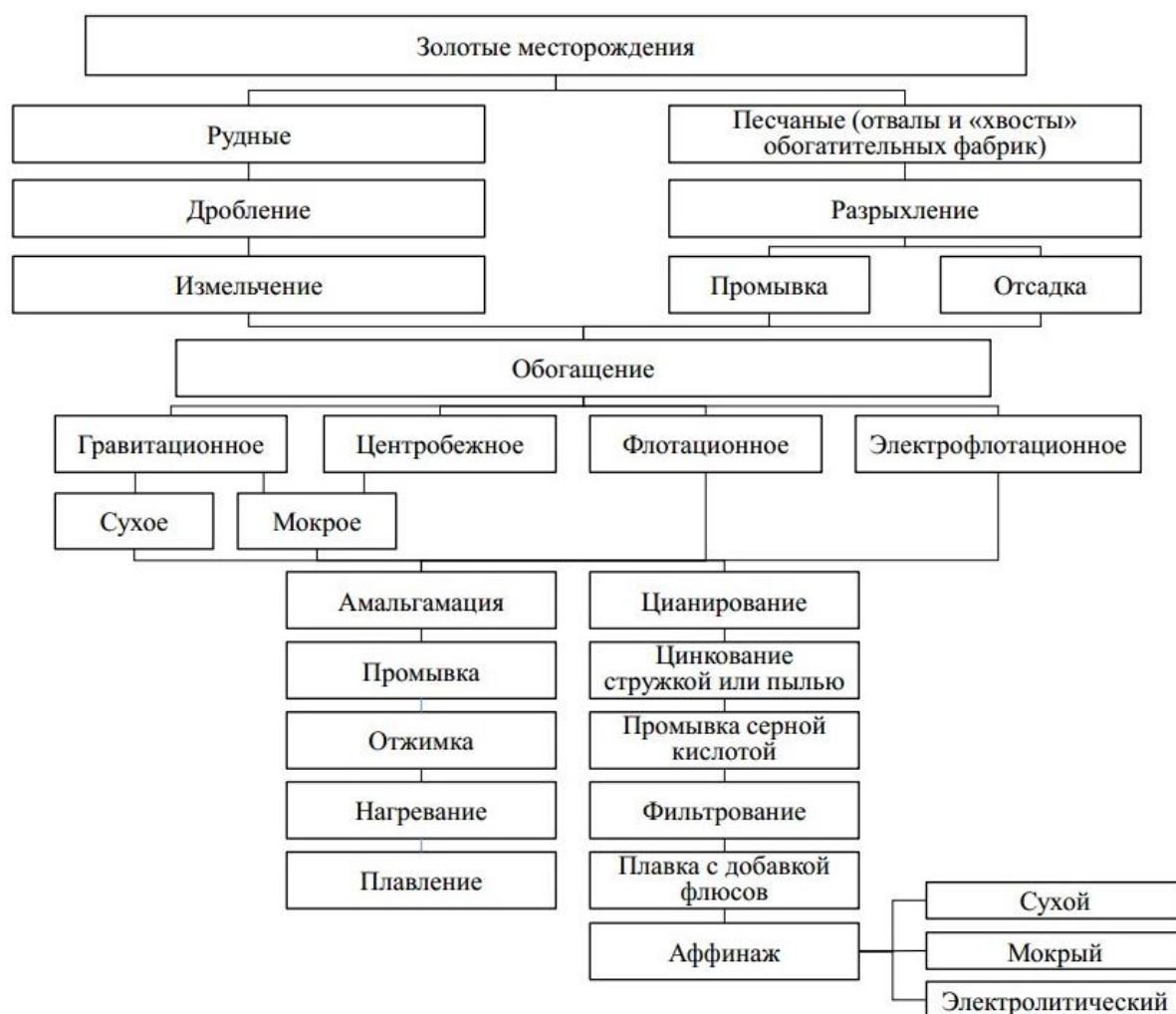


Рис. 1. Основные технологические операции получения золота из его месторождений [5]

В рудах и россыпях золотые песчинки присутствуют в виде вкраплений с диапазоном размеров от 0,1 до 100 мкм. Самородное золото содержит примеси серебра от 5 до 30 %, меди до 20 % и реже металлы платиновой группы.

Золотосодержащие минералы геологически имеют следующие названия: электрум, медистое золото, теллуриды золота, кренерит, калаверит, силъванит и др.

Наиболее распространенным способом из-

влечения золота является его растворение в растворах цианистых металлов в присутствии кислорода воздуха, а лучше – чистого кислорода. Однако сложные и довольно многочисленные дополнительные технологические операции, связанные с цианированием, делают процесс извлечения и получения чистого золота длительным и дорогостоящим (правая часть рис. 1).

Известный, сравнительно простой метод гравитационного мокрого обогащения в воде или даже в водной суспензии не позволяет в полной мере отделять нерудные породы от полезных руд.

Напомним, что этот метод основан на разделении в поле сил тяжести минеральных сред с большей или меньшей плотностью, чем плотность жидкой сплошной фазы. Но основные минералы, из которых извлекаются рудные компоненты, имеют плотность, превышающую плотность воды и ее суспензий (плотность тяжелой суспензии около 2000 кг/м^3) [1].

Нерудные материалы, содержащие металлические компоненты, имеют плотность:

- 1) апатит – 3190 кг/м^3 ;
- 2) базальт, диабаз, габбро и другие вулкани-
ты – $3000\text{--}3100 \text{ кг/м}^3$;
- 3) камень – 3000 кг/м^3 ;
- 4) магнезит – 2900 кг/м^3 ;
- 5) гранит – 2700 кг/м^3 ;
- 6) кварц – 2650 кг/м^3 ;
- 7) известняк – 2650 кг/м^3 ;
- 8) асбест – 2600 кг/м^3 ;
- 9) мрамор – 2600 кг/м^3 ;
- 10) мел – 2200 кг/м^3 ;
- 11) земля – 1800 кг/м^3 ;
- 12) песок – 1500 кг/м^3 ;
- 13) уголь каменный – 1350 кг/м^3 .

Как видно из приведенных выше численных значений плотности различных нерудных материалов, в которых могут содержаться металли-

ческие руды, их плотность, за исключением последних трех, превышает плотность даже утяжеленной водной суспензии. Поэтому они при гравитационном мокром обогащении тонут вместе с частицами металлов и разделения не происходит.

Существует еще один известный метод извлечения золота ртутью, связанный с растворением его частиц в жидкой ртути с образованием амальгамы. Но амальгамация – такое название имеет этот метод обогащения золотосодержащих руд – тоже требует дополнительных технологических операций промывки, отжимки, нагревания и плавления (левая часть рис. 1). Кроме того, высокая токсичность паров ртути требует создания особых условий безопасности для работающего персонала.

Авторы предлагают вернуться к простому методу обогащения золотоносных руд и песков, отвалов и «хвостов» золотообогатительных предприятий, связанному с гравитационным мокрым разделением в тяжелой жидкости.

Целью работы является повышение эффективности процесса гравитационного обогащения золотосодержащих руд и песков, а также отвалов и «хвостов» золотообогатительных предприятий при гравитационном мокром разделении, рабочей средой которого выступает расплав сплава Вуда.

Сплав Вуда становится жидким при температуре $t \approx 70^\circ\text{C}$ и имеет плотность $\rho = 9500 \text{ кг/м}^3$, а вязкость $\mu = 3,61 \cdot 10^{-3} \text{ Па}\cdot\text{с}$ [7], то есть все частицы пустой породы, имеющие плотность меньше плотности сплава Вуда, будут всплывать, а частицы золота (и других тяжелых металлов – серебра, свинца, висмута, гафния, тантала, вольфрама, осмия, иридия и платины) будут осаждаться в расплаве сплава Вуда.

В таблице представлены зависимость скорости осаждения частиц v_0 от номинального диаметра d_0 .

Зависимость скорости осаждения частиц v_0 номинального диаметра от их размера d_0

d_0 , мкм	60	55	50	45	40	35	30	25	20,7	20
v_0 , м/с	0,0056	0,0047	0,0039	0,0032	0,0025	0,0019	0,0014	0,001	0,00067	0,00062

Разделение мелких частиц нерудных и рудных составляющих можно проводить в горизонтальных или круглых отстойниках, но предпочтительно смешивая расплав сплава Вуда с этими частицами.

На рис. 2 представлена гистограмма распределения частиц по фракциям в пробе после тонкого измельчения.

На рис. 3 представлены плотность распределения частиц и их локальные концентрации, уловленные в отстойнике.

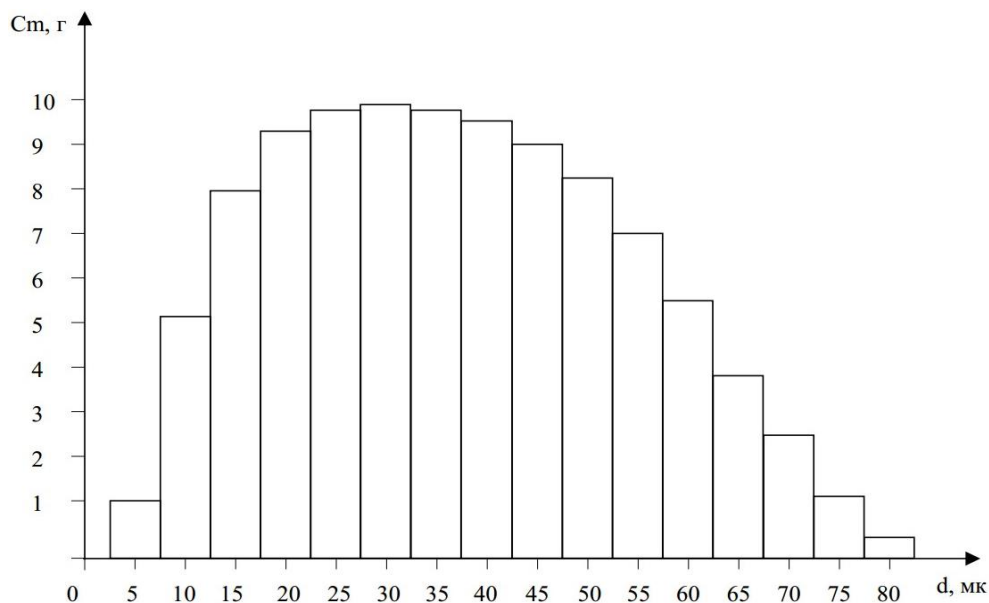
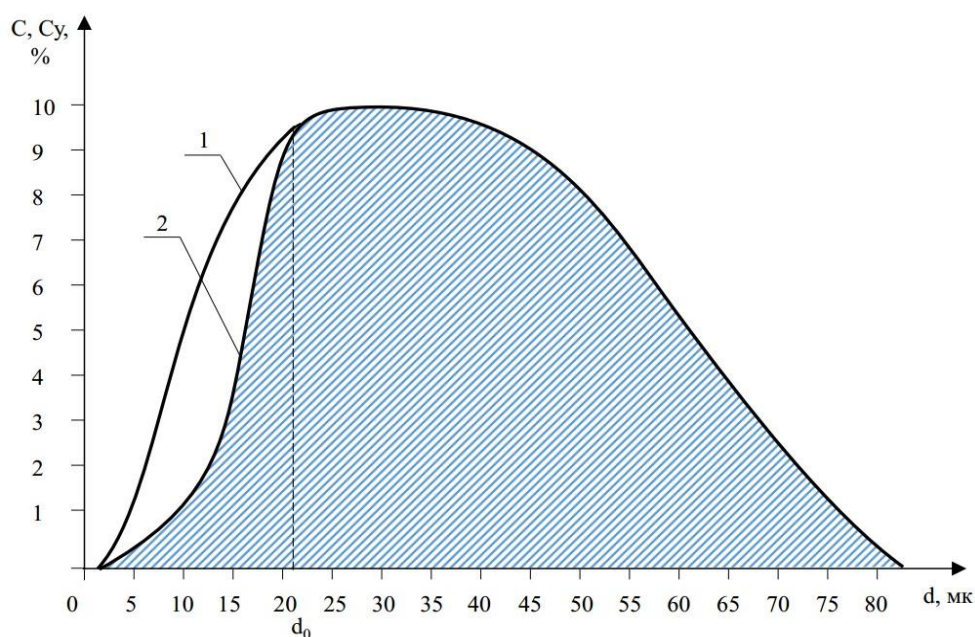


Рис. 2. Гистограмма распределения частиц по фракциям в пробе после тонкого измельчения

Рис. 3. Плотность распределения частиц по фракциям C после измельчения (1) и концентрация уловленных частиц C_y (2) после гравитационного мокрого измельчения в отстойнике с расплавом сплава Вуда

На рис. 4 дается зависимость общей степени улавливания частиц золота в горизонтальном отстойнике при гравитационном мокром обогащении руды, отвалов или «хвостов» обогательных предприятий в жидком расплаве сплава Вуда при 72°C от поверхности отстойника.

Как видно из рис. 4 и данных таблицы, при расходе расплава сплава Вуда $q_0 = 1 \text{ м}^3/\text{ч}$ для обеспечения общей степени улавливания частиц золота в 90 % потребуется поверхность отстойника $F = 4,162 \text{ м}^2$, при этом диаметр но-

минальных частиц, улавливаемых на 100 %, составляет $d_0 = 20,7 \text{ мкм}$, а их скорость оседания – $v_0 = 6,67 \cdot 10^{-4} \text{ м/с}$.

Для уменьшения расхода расплава сплава Вуда можно проводить гравитационное мокрое разделение в два этапа: сначала отделять нерудные составляющие в руде, отвалах или «хвостах» в так называемых «тяжелых» суспензиях с плотностью $\rho = 3150 \text{ кг/м}^3$ [1], а на втором этапе – по предлагаемому методу в жидком сплаве Вуда.

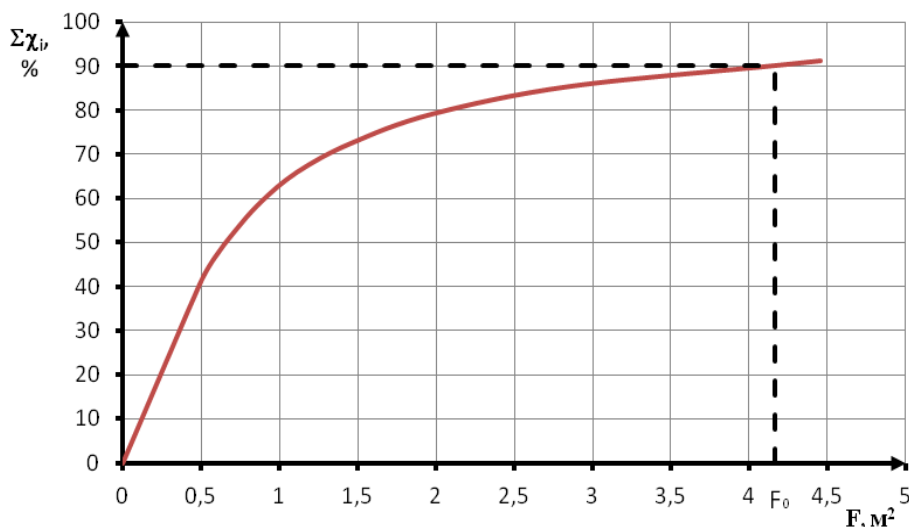


Рис. 4. Зависимость общей степени улавливания от поверхности отстойника

Другой возможный вариант мокрого гравитационного разделения частиц золота от тонкодисперсной фазы пустой породы связан с отсадкой — обогащением полезных ископаемых, основанным на разделении по плотности различных минералов в струе воды, которые приводятся в движение колеблющимся решетом отсадочной машины, только вместо струи воды подается струя расплава сплава Вуда при температуре 72–75 °С. Под действием вибрации слой обогащаемого материала то разрыхляется, то уплотняется, при этом тяжелые фракции опускаются вниз, а легкие частицы пустой породы всплывают вверх [8].

Другой метод гравитационного мокрого разделения тяжелых рудных фракций мелких частиц от нерудной массы связан с применением концентрационных столов, работающих по принципу избирательного осаждения и смывания различных минералов в струе воды на наклонной поверхности (угол 4–8°) качающегося стола. Материал подается в виде пульпы в приемник и стекает по наклонной поверхности, при этом легкие частицы смываются, а тяжелые — концентрат — стекают в нижнюю часть в свой приемник. Здесь также вместо воды можно использовать расплав сплава Вуда (производитель с деками 4800×1800 мм обрабатывает 50 т руды за сутки; расход воды 1,25–2,5 м³/ч) [9].

Похожий метод мокрого гравитационного разделения тонкоизмельченных рудных и нерудных компонентов смеси проводится на обогатительных шлюзах, представляющих собой наклонный стол с закраинами или желоб для перемещения руды или песка в потоке воды.

На дне шлюза имеются неровности, сделанные из материи, металлических решеток или рифленой резины для образования микровихрей в придонном слое, что способствует более эффективному отделению и задержанию на шлюзе тяжелых минералов. Шлюзы бывают неподвижные, наклоняющиеся и движущиеся (ленточные), а также одноярусные и многоярусные (для руд золота, платины, иридия, олова и редких элементов). Преимущество — простота конструкции и эксплуатации [8].

Однако отметим, что способы, представленные в работах [8; 9], имеют недостатки, которые не позволяют достичь максимальной эффективности процесса. К ним относится низкая интенсификация процесса дезинтеграции за счет многостадийности протекания процесса классификации гравитационным способом, при потере тонкого золота до ≈ 10 %, содержащегося в бедном осадке, который направляют в отвал без дальнейшего извлечения тонкого золота, повышенный расход воды и нарушение экологии и неполное извлечение из россыпей многочисленного класса тонкого золота, до ≈ 30 % которого теряется вместе с отвальным продуктом.

Приведенные выше недостатки при использовании расплава сплава Вуда в качестве рабочей среды отстойного аппарата нивелируются за счет захвата частиц тонкого золота, что позволяет достичь большего извлечения.

Еще одним немаловажным фактором в пользу использования расплава сплава Вуда выступает его стоимость. Так, при ртутном методе обогащения [5] стоимость одного килограмма рабочей среды на российском рынке начинается

ся от 90 долларов за килограмм (≈ 8200 рублей). Эта цена гораздо выше среднемировой, но в ближайшее время в условиях санкций прогнозируется ее дальнейший рост [10]. В тоже время минимальная цена 1 кг сплава Вуда составляет 3000 руб., что свидетельствует о снижении себестоимости проведения процесса [11], а также последующем увеличении чистой прибыли, получаемой с 1 кг готовой продукции.

Таким образом, предложенный метод обогащения бедных золотосодержащих руд, отвалов и «хвостов» горно-обогатительных предприятий, основанный на гравитационном мокром разделении тяжелых металлов от нерудного сырья в расплаве сплава Вуда, позволяет увеличить степень извлечения и повысить чистоту получаемых частиц золота при меньших затратах, а также извлекать частицы тонкого золота.

Целесообразно проводить обогащение руд, отвалов и «хвостов», содержащие тяжелые металлы, в два этапа: на первом обогащать сырье в «тяжелой» суспензии, плотность которой превышает плотность нерудных составляющих; на втором – в расплаве сплава Вуда. Это позволит на порядок и более снизить расход расплава сплава Вуда, так как все легкие составляющие сырья – рудные и песчаные, имеющие плотность меньше плотности «тяжелой» суспензии, будут всплывать, а тяжелые рудные частицы металла оседать на дне отстойника.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Тимонин, А. С. Инженерно-экологический справочник. Т. 3 / А. С. Тимонин. – Калуга : Издательство Н. Бочкаревой, 2003. – 1024 с.
2. Месторождения благородных металлов – новое в геологии, системах отработки и обогащения: аналитический обзор / Б. Я. Вихтер, В. И. Зеленев, В. Н. Иванов, М. М. Константинов. – Москва : ВИЭМС, 1990. – 139 с.
3. Зеленев, В. И. Методика исследования золото- и серебросодержащих руд / В. И. Зеленев. – 3-е изд., перераб. и доп. – Москва : Недра, 1989. – 301 с.
4. Воробьев, Н. И. Обогащение полезных ископаемых: учеб. пособие / Н. И. Воробьев, Д. М. Новик. – Минск : БГТУ, 2008. – 174 с.
5. Фишман, М. А. Практика обогащения руд цветных и редких металлов. Т. 5 / М. А. Фишман, В. И. Зеленев. – Москва : Недра, 1967. – 254 с.
6. Большая Советская Энциклопедия / гл. ред. Б. А. Введенский. – Изд. 2-е. – Москва, 1952. – Т. 17. – 632 с.
7. Экспериментальное исследование электропроводности, плотности и вязкости сплава Вуда / Б. И. Казанджан, В. М. Матвеев, Т. Б. Савич, А. М. Умаров // Теплофизика высоких температур. – 1989. – Т. 27, № 2. – С 269–273.
8. Большая Советская Энциклопедия / гл. ред. Б. А. Введенский. – Изд. 2-е. – Москва, 1952. – Т. 31. – 645 с.
9. Большая Советская Энциклопедия / гл. ред. Б. А. Введенский. – Изд. 2-е. – Москва, 1952. – Т. 22. – 627 с.
10. Official Journal of the European Union. – 2017. – L. 137, 24 May.
11. П. м. 197061 Российская Федерация, МПК А61N5/10. Коллиматор индивидуальной формы для проведения процедуры электронной лучевой терапии / А. А. Красных, Ю. М. Черепенников, И. А. Милойчикова, С. Г. Стучевров; ТПУ. – 2020.