

**МЕЖДУНАРОДНАЯ НАУЧНО-ПРАКТИЧЕСКАЯ КОНФЕРЕНЦИЯ
«УРАЛЬСКАЯ ГОРНАЯ ШКОЛА– РЕГИОНАМ»**

13–22 апреля 2015 года

ОБОГАЩЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

УДК 535.361.13

СПОСОБ КОНТРОЛЯ ОПТИЧЕСКОЙ ОДНОРОДНОСТИ РАСПЛАВА СТЕКЛА

АПАКАШЕВ Р.А., ЛЕБЗИН М.С., ЛАЗАРЕВА Т.Ю.
Уральский государственный горный университет

Достижение однородности физико-химических свойств стеклообразующего расплава является важным условием получения оптического стекла высокого качества. Способ контроля оптической однородности расплава стекла, предлагаемый в настоящей работе, относится к области получения высококачественного оптического стекла и предназначен для контроля процесса гомогенизации стеклообразующего расплава.

Известен способ контроля процесса гомогенизации расплава стекла с помощью люминесцентных или радиоактивных меток – индикаторов. Отмеченный способ включает внесение (пуск) в расплав люминесцентных веществ или радиоактивных изотопов с последующим инструментальным контролем их концентрации в разных точках объема расплава [1].

К недостаткам данного способа относятся нежелательное изменение химического состава стеклообразующего расплава, происходящее при внесении индикаторов, необходимость применения специальных мер безопасности при работе с радиоактивными веществами, а также необходимость отбора проб расплава при невозможности непрерывного дистанционного контроля за движением и распределением индикатора с помощью стационарных детекторов излучения.

Известны способы контроля оптической однородности расплава стекла, измеряемой по одному из физических параметров при постоянной температуре в расплаве. Эти способы основаны на измерении таких свойств как плотность и электропроводность. Измерение осуществляют в двух точках расплава с одинаковой температурой, вычисляют разность, например, плотностей и по ней судят о степени гомогенизации расплава стекла [2]. Известен другой способ контроля процесса гомогенизации расплава стекла, включающий измерение плотности расплава. По этому способу плотность измеряется с учетом коррекции измеренного значения по температуре путем сравнения с эталоном [3].

Основным недостатком данных способов является то, что они не обеспечивают прямого контроля оптических свойств расплава стекла. Кроме этого, они сами могут вызывать появление областей оптической неоднородности в виде следов скольжения, появляющихся в объеме расплава при перемещении измерительного инструмента. В случае появления неоднородности значения оптических свойств наследуются при затвердевании, снижая оптическое качество стекла.

Задача настоящей работы заключается в создании способа прямого контроля оптической однородности расплава стекла, не требующего применения радиоактивных меток и люминесцентных индикаторов, отбора проб расплава или введения в него каких-либо

измерительных устройств и обеспечивающего получение высококачественного исходного стекломатериала для получения оптических изделий. Способ должен обеспечить возможность прямого визуального контроля оптической однородности расплава стекла без применения индикаторов, отбора проб и введения в расплав каких-либо измерительных устройств.

На основании проведенных предварительных экспериментов по изучению оптических свойств жидкого состояния вещества было определено направление необходимых исследований. Как было установлено, решение поставленной задачи достигается тем, что в способе оценки однородности расплава стекла, включающем измерение физического свойства в разных точках расплава, при температуре варки формируют теневое изображение расплава стекла в кювете с плоскопараллельными стенками, расположенной перпендикулярно проходящему световому пучку, и регистрируют области неоднородности коэффициента преломления расплава стекла в виде следов скольжения. Достижение однородности оптических свойств расплава стекла устанавливают из условия отсутствия следов скольжения. Достижий гомогенного состояния расплав охлаждают в кювете. После охлаждения оптически однородный монолит стекла отделяют от кюветы для дальнейшего применения.

Предлагаемый способ контроля однородности расплава стекла может быть пояснён следующим образом. Если прозрачная вязкая жидкость, например высокотемпературный стеклообразующий расплав, течёт, происходящий процесс переноса вызывает появление в объеме жидкой системы локальных областей оптической неоднородности в виде полос скольжения. Поэтому оптическое качество стекла заметно выше, если оно получено из однородного расплава без следов скольжения.

Практически предлагаемый способ контроля однородности расплава стекла может быть осуществлен следующим образом.

Шихту для получения стекла помещают в кювету с плоскопараллельными стенками из оптического кварца и нагревают до необходимой температуры в тоннельной печи с горизонтальным расположением нагревателя, которое позволяет формировать теневое изображение расплава в кювете при ее перпендикулярном расположении к световому пучку. Оптическая база соответствующей установки состоит из светящейся точки (малой диафрагмы) и проекционного экрана. Источником света служит, например, лампа накаливания, излучение которой двухлинзовым кварцевым конденсором фокусируется на отверстие диафрагмы. В расходящийся световой пучок диафрагмы вводится кювета с контролируемым расплавом. Удалённость кюветы и экрана от светящейся точки определяется по максимальной четкости теневого изображения. Наблюдения прекращают, когда следы скольжения, сопровождающие процесс гомогенизации расплава стекла при его механическом или конвективном перемешивании, исчезают.

Верхнее значение температуры варки шихты обусловлено химической и термической стойкостью оптического кварца и составляет 1100 К.

Предлагаемый способ контроля оптической однородности стеклообразующего расплава реализован в лабораторных условиях. Шихту из обезвоженного V_2O_5 помещали для плавления в кювету из оптического кварца с плоскопараллельными стенками. Расстояние между стенками кюветы составило 30 мм, высота – 70 мм. Кювету устанавливали в трубчатой печи сопротивления мощностью 1000 Вт с горизонтальным расположением нагревателя. В качестве источника света для формирования теневого изображения образца использовали лампу накаливания мощностью 500 Вт. Излучение лампы двухлинзовым кварцевым конденсором фокусировали на отверстие диафрагмы диаметром 1 мм. В расходящийся световой пучок диафрагмы вводили кювету с контролируемым расплавом. Удалённость кюветы и экрана от светящейся точки определяли по максимальной четкости теневого изображения. Однородность оптических свойств расплава фиксировали по отсутствию следов скольжения. Достижий гомогенного состояния расплав охлаждали в кювете. После охлаждения оптически однородный монолит стекла отделяли от кюветы для дальнейшего применения.

Преимущество предлагаемого технического решения заключается в том, что визуальный контроль оптической однородности расплава стекла по его теневому изображению не требует применения люминесцентных или радиоактивных меток – индикаторов, а также связанных с ними детекторов излучения и манипуляций по отбору проб расплава для

последующего стационарного контроля равномерности распределения концентрации индикатора по объему расплава.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Лукьянов В. Б. Радиоактивные индикаторы в химии. М.:Высшаяшкола. 1985. 234 с.
2. Лаптев В. И. Способ контроля процесса гомогенизации расплава стекла. А.с. наизобретение № 605792. БИ 1978. № 17.
3. Лаптев В. И. Способ определения однородности стекломассы. А.с. на изобретение № 447374. БИ 1974. № 39.

РАЗРАБОТКА СУХОЙ ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ СМЕШАННОЙ МЕДНОЙ РУДЫ

ИВАНКОВИЧ А. А., КОЛТУНОВ А. В.
Уральский государственный горный университет

Медная руда N-ского месторождения по минеральному составу относится к смешанным рудам. Рудное тело залегает в виде жил на небольшой глубине в выветрелых породах.

Рудные минералы в значительной мере представлены сульфидами, из которых преобладает халькопирит и в меньшей степени ковеллин (в виде плёнок и прожилков в халькопирите). В незначительном количестве присутствуют пирит и сфалерит. Доля окисленных медных минералов, тенорита, малахита и азурита сравнительно невысока. Породы, в основном, представлены хлоритовыми сланцами, тальком и слюдами.

По размеру вкраплений рудных минералов руда относится к мелко- и тонковкрапленной. Полное раскрытие рудных минералов достигается в крупности менее 0,1 мм. В тоже время в руде встречаются свободные зёрна и агрегаты сульфидов размером более 0,5 мм.

Массовая доля меди в руде, по результатам химического анализа, выполненного в лаборатории УГГУ (аттестат аккредитации № RA.RU. 517802), составляет 8,67 %. Целью проводимых исследований являлось получение медного концентрата с массовой долей меди не менее 15 % при максимально возможном извлечении. В ходе работы был изучен гранулометрический состав руды, исследована обогатимость руды магнитными и электрическими методами.

Для проведения технологических исследований отбор проб от исходной руды осуществлялся после тщательного её усреднения в соответствии с общепринятыми методиками.

В ходе исследований выполнен анализ гранулометрического состава исходной руды и изучено распределение меди по классам крупности. Результаты исследований приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Распределение меди по классам крупности

Классы, мм	Выход, %	Массовая доля, %	Извлечение, %
12+ 8	21,64	6,23	15,55
–8+6	11,27	7,62	9,90
–6+3	21,31	7,79	19,15
–3+0	45,78	10,50	55,40
Итого	100	8,67	100,0

Анализ результатов исследований, приведенных в таблице 1, показал, что основная часть руды (45,78 %) сосредоточена в классе –3+0 мм. Этот же класс обогащён медью, массовая доля металла в нем в 1,2 раз больше, чем в исходной руде. По мере повышения крупности массовая доля меди снижается. В крупных классах в основном концентрируются плоские зёрна хлоритового сланца с вкраплениями медьсодержащих минералов.

Исследования обогатимости руды магнитными методами выполнены на лабораторном роликовом магнитном сепараторе 138 Т-СЭМ. Исследования проводили на пробах исходной руды крупностью –2,5+ 0, –1,4+0 и –0,5+0 мм при силе тока 2 А.

Результаты исследований приведены в таблице 2.

Анализ результатов магнитного обогащения показал, что при уменьшении крупности качество немагнитного продукта повышается. При крупности исходной руды –0,5+0 мм можно получить медный концентрат с массовой долей 16,5%, с извлечением в него меди 43,4 %. Исследования обогатимости руды электрическими методами проводили на лабораторном коронно-электростатическом барабанном сепараторе СЭ 250/400.

Таблица 2 – Результаты магнитного обогащения

Наименование продуктов	Класс крупности, мм								
	–2,5			–1,4			–0,5		
	Технологические показатели обогащения, %								
	выход	массовая доля меди	извлече- ние	выход	массовая доля меди	извлече- ние	выход	массовая доля меди	извлече- ние
Магнитный	33,28	4,26	16,31	47,97	5,10	28,15	77,14	6,38	56,60
Немагнитный	66,72	10,90	83,69	52,03	12,00	71,85	22,86	16,50	43,40
<i>Итого</i>	100,00	8,69	100,00	100,00	8,69	100,00	100,00	8,69	100,00

Перед проведением исследований руду дробили до крупности $-1,4+0$ мм, затем рассевали на два класса: $-1,4+0,4$ и $0,4+0$ мм.

Перед электросепарацией материал нагревали до температуры 110°C , так как предварительные исследования на ненагретом материале не дали положительных результатов.

В ходе исследований варьировали частоту вращения барабана (осадительного электрода). Напряжение, подаваемое на коронирующий электрод, составляло 46 кВ.

Схема проведения исследований показана на рисунке 1.

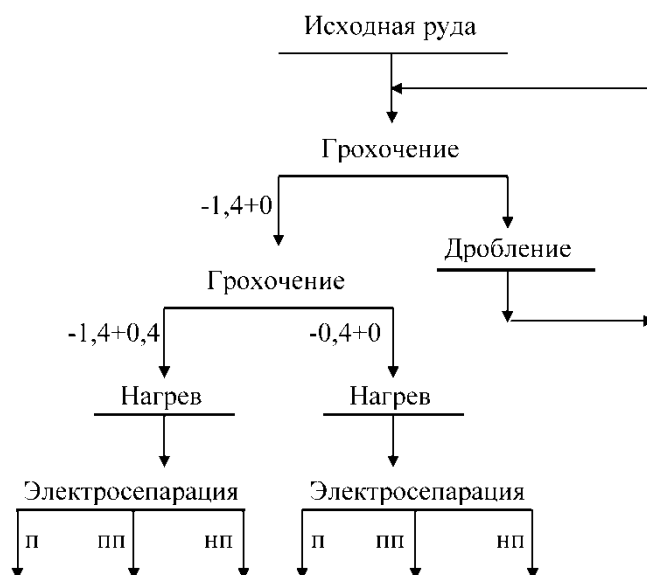


Рисунок 1 – Схема проведения исследований по электросепарации

Результаты исследований приведены в таблицах 3 и 4.

Анализ результатов обогатимости руды электрическими методами свидетельствует о том, что на руде крупностью $-0,4+0$ мм могут быть получены концентраты (проводниковые продукты) с массовой долей меди более 18 %, а в крупном классе $-1,4+0,4$ мм – более 12 %.

Недостаточно высокая массовая доля меди в проводниковой фракции крупного класса обусловлена присутствием сростков медных сульфидов с пустой породой.

Увеличение частоты вращения осадительного электрода при обогащении крупного класса $-1,4+0,4$ мм приводит к снижению массовой доли меди в проводниковом продукте и извлечению в него меди. Это обусловлено тем, что при повышении частоты вращения барабана проводниковый продукт разубоживается крупными частицами пустой породы с невысокой массовой долей меди, срывающимися с барабана под действием центробежной силы. С ростом частоты вращения барабана извлечение меди в непроводниковый продукт падает, а полупроводниковый – растет. При этом массовая доля меди в полупроводниковом продукте близка к исходной.

Таблица 3 – Результаты электросепарации руды крупностью $-1,4 + 0,4$ мм

Наименование продуктов	Частота вращения барабана (осадительного электрода), об/мин								
	50			90			130		
	Технологические показатели обогащения, %								
	выход	мас- совая доля меди	извлече- ние	выход	мас- совая доля меди	извлече- ние	выход	мас- совая доля меди	извлече- ние
Проводниковый	31,03	13,65	53,76	33,18	12,65	53,26	34,19	12,01	52,10
Полупроводниковый	23,04	8,34	24,38	27,97	7,69	27,31	34,46	7,43	32,49
Непроводниковый	45,93	3,75	21,86	38,85	3,94	19,43	31,35	3,87	15,41
Исходный	100,00	7,88	100,00	100,00	7,88	100,00	100,00	7,88	100,00

Таблица 4 – Результаты электросепарации руды крупностью $-0,4 + 0$ мм

Наименование продуктов	Частота вращения барабана (осадительного электрода), об/мин								
	130			170			210		
	Технологические показатели обогащения, %								
	выход	мас- совая доля меди	извлече- ние	выход	мас- совая доля меди	извлече- ние	выход	мас- совая доля меди	извлече- ние
Проводниковый	16,70	19,70	34,29	22,59	18,34	43,20	24,35	18,00	45,71
Полупроводниковый	28,47	9,74	28,90	33,50	9,45	33,00	32,88	9,94	34,08
Непроводниковый	54,83	6,44	36,81	43,91	5,20	23,80	42,76	4,53	20,21
Исходный	100,00	9,59	100,00	100,00	9,59	100,00	100,00	9,59	100,00

В мелком классе увеличение частоты вращения осадительного электрода приводит к снижению массовой доли меди в проводниковых продуктах, но при этом извлечение в них меди возрастает с 34,29 % (частота вращения 130 об/мин) до 45,71 % (частота вращения 210 об/мин). Здесь, в отличие от крупного класса, в проводниковый продукт под действием центробежной силы сбрасываются с поверхности барабана более богатые медью сродки.

С ростом частоты вращения барабана извлечение меди в непроводниковый продукт также падает, а полупроводниковый – растет. Массовая доля меди в полупроводниковом продукте также близка к исходной.

В таблице 5 приведены технологические показатели объединения проводниковых продуктов электросепарации крупного и мелкого классов, имеющих максимальное извлечение в них меди.

Таблица 5 – Результаты электросепарации руды крупностью $-1,4 + 0$ мм

Наименование продуктов	Выход, %		Массовая доля, %	Извлечение, %	
	к классу	к исходной руде		к классу	к исходной руде
Проводниковый ($-1,4+0,4$ мм, $n=50$ об/мин)	31,03	16,69	13,65	53,76	26,29
Проводниковый ($-0,4+0$ мм, $n=210$ об/мин)	24,35	11,25	18,00	45,71	23,36
<i>Итого</i>	–	27,94	15,40	–	52,65

Таким образом данные, приведенные в таблице 5, свидетельствуют о том, что с помощью электросепарации, осуществляемой на узких классах крупности, при соответствующей частоте вращения барабана (осадительного электрода) из данной руды можно выделить медный концентрат с массовой долей меди более 15 %.

ЭКСТРАКЦИОННОЕ КОНЦЕНТРИРОВАНИЕ ВАНАДИЯ (V) ТРИОКТИЛАМИНОМ

КУРБАТОВА Л.Д., КОРЯКОВА О.В., ВАЛОВА М.С., ЯНЧЕНКО М.Ю.

Институт химии твердого тела УрО РАН

Экстракция является перспективным методом получения высокочистых соединений ванадия. Экстракционные процессы имеют ряд преимуществ перед методами сорбции, осаждения и другими процессами очистки и разделения. Они отличаются высокой производительностью, легко автоматизируются, позволяют создавать непрерывные технологические схемы. В данной работе приведены результаты по исследованию экстракции ванадия(V) триоктиламиноом из сернокислых растворов.

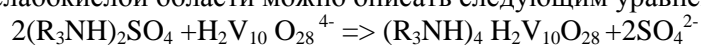
Для изучения экстракции ванадия(V) триоктиламиноом из сернокислых растворов и установления закономерностей процесса экстракции нами была использована солевая форма амина с серной кислотой.

Исследовано влияние на экстракцию ванадия(V) триоктиламиноом таких факторов, как кислотность растворов, концентрация экстрагента, концентрация ванадия(V), температура, тип растворителя.

Изучение изменения коэффициента распределения ванадия(V) триоктиламиноом в зависимости от pH равновесной водной фазы показывает, что с уменьшением концентрации ванадия(V) в исходном растворе происходит смещение максимума экстракции ванадия(V) триоктиламиноом в область более высоких значений pH. Увеличение концентрации ванадия (V) в исходном растворе приводит к смещению максимума экстракции в более кислую область. Проведенные исследования показали, что экстракцию ванадия(V) триоктиламиноом следует проводить в интервале pH 2,0–3,5.

Ранее нами [1] было исследовано ионное состояние ванадия(V) в зависимости от его концентрации и pH раствора. Рассчитано распределение основных ионных форм ванадия(V) в зависимости от pH. Результаты представлены в виде диаграммы ионного состояния ванадия(V). Сопоставление результатов на кривой зависимости коэффициента распределения ванадия(V) от pH с диаграммой ионного состояния ванадия(V) позволяет сделать вывод, что при высоких концентрациях ванадия(V) ($C_{V(V)} \geq 1 \cdot 10^{-2}$ моль/л) в слабокислой области в интервале pH 2,0–3,5 триоктиламин экстрагирует ванадий(V) в анионной форме в виде дипротонированного декаванадат-аниона $H_2V_{10}O_{28}^{4-}$, что подтверждается наличием соответствующих полос в инфракрасных спектрах экстрактов ванадия(V) триоктиламиноом [2–3]. Полоса 966 см^{-1} в инфракрасных спектрах экстрактов ванадия(V) триоктиламиноом характеризует валентные колебания коротких V=O-связей в октаэдрах декаванадат-иона, полоса 838 см^{-1} соответствует колебаниям V–O–V-мостиков, полоса 602 см^{-1} является следствием деформационных колебаний углов O–V–O [2–3].

Для определения состава экстрагируемого комплекса ванадия(V) триоктиламиноом и установления сольватного числа была исследована экстракция ванадия(V) в зависимости от концентрации экстрагента при постоянном значении pH и концентрации ванадия(V) в растворе. Анализ зависимости коэффициента распределения ванадия(V) от концентрации экстрагента показывает, что тангенс угла наклона логарифмической зависимости коэффициента распределения ванадия(V) от концентрации экстрагента соответствует четырем. На основании этих данных, а также того факта, что триоктиламин экстрагирует ванадий(V) в анионной форме в виде дипротонированного декаванадат-аниона $H_2V_{10}O_{28}^{4-}$, реакцию экстракции ванадия(V) триоктиламиноом в слабокислой области можно описать следующим уравнением:



Установлено, что с течением времени в органической фазе не происходит восстановления ванадия(V). В электронных спектрах свежеприготовленного экстракта ванадия(V) триоктиламиноом, а также в электронных спектрах образца, приготовленного более месяца назад, нами не обнаружены полосы, характерные для оксокатиона ванадия(IV) в

области 600–700 нм. Таким образом, экстрагируемый комплекс устойчив более месяца и не подвергается восстановлению, что в дальнейшем позволит избежать потери ванадия(V) при реэкстракции.

Известно [4], что соли аминов в малополярных и неполярных растворителях обладают ограниченной растворимостью. Для увеличения растворимости солей аминов применяют их сольватацию полярными растворителями. Обычно в качестве модификатора к аминам применяют спирты. В связи с этим нами было проведено исследование влияния длины алкильной цепочки спирта на количество спирта, которое необходимо добавить для получения полной однородности в системе V(V)–ТОВА–толуол–спирт. В качестве добавок были использованы спирты: пропиловый, бутиловый, дециловый. Исследования показали, что в условиях проведенного эксперимента с увеличением длины алкильной цепочки спирта наблюдалось уменьшение количества спирта, которое необходимо добавить для полной гомогенизации системы V(V)–ТОВА–толуол–спирт. Если при использовании пропилового спирта его необходимо было добавить 10%, то в случае применения бутилового спирта его понадобилось 7%, а децилового спирта – только 5%. Это позволило рекомендовать в качестве модификатора дециловый спирт C₁₀H₂₁ОН.

Исследование влияния температуры на экстракцию ванадия(V) триоктиламином было проведено при постоянной концентрации ванадия(V) в исходном растворе в интервале pH, равном 2,0–3,5. В качестве экстрагента был использован раствор триоктиламина в толуоле с добавлением децилового спирта. Проведенные исследования показали, что увеличение температуры от 25 °С до 60 °С оказывает положительное влияние на экстракцию ванадия(V) и приводит к возрастанию степени извлечения ванадия(V) триоктиламином. При этом коэффициент распределения ванадия(V) триоктиламином возрастает, следовательно, процесс экстракции является эндотермическим. Дальнейшее увеличение температуры приводит к уменьшению степени извлечения ванадия(V) и понижению коэффициента распределения ванадия(V) триоктиламином, что, по-видимому, связано с восстановлением ванадия(V) при повышенных температурах. Исходя из этого, для увеличения степени извлечения ванадия(V) и повышения эффективности экстракционного процесса экстракцию ванадия(V) триоктиламином следует проводить при повышенных температурах.

Таким образом, проведенные исследования позволили определить оптимальные условия экстракции ванадия(V) триоктиламином, составить устойчивость экстрагируемого комплекса, уравнение реакции экстракции ванадия(V) триоктиламином и установить, что в оптимальных условиях триоктиламин экстрагирует ванадий(V) с высокими коэффициентами распределения ($\lg D_{V(V)} > 2$), что дает основание рекомендовать его в качестве эффективного экстрагента ванадия(V) из слабокислых растворов.

Работа выполнена при финансовой поддержке Российского фонда фундаментальных исследований, грант № 14-08-00542.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Ивакин А.А., Курбатова Л.Д., Кручинина М.В., Медведева Н.И. Потенциометрическое изучение ионных равновесий ванадия (V) // ЖНХ. 1986. Т. 31. №2. С. 388.
2. Заболотских А.В., Татьяна И.В., Торченкова Е. А. // Коорд. химия. 1997. Т.13. Вып. 10. С. 1962.
3. Накамото К. Инфракрасные спектры неорганических и координационных соединений. М.: Мир, 1969. 412 с.
4. Шмидт В.С. Экстракция аминами. М.: Атомиздат, 1970. 312 с.

ТЕХНОЛОГИЯ ОБОГАЩЕНИЯ КИАНИТОВОЙ РУДЫ

МАЖИТОВА В. Ш., ШАМИГУЛОВ О. Ю., КОЗИН В. З.
Уральский государственный горный университет

Потребность металлургических заводов отечественным глинозёмом удовлетворена на 45 %, остальное ввозится из-за рубежа. Кроме бокситов, для производства глинозёма в России используют нефелиновые руды [1].

Проблема дефицита глинозёма в России есть, и она, при существующих объёмах производства алюминия, не может быть решена за счёт отечественных бокситов, нефелиновых руд и тем более за счёт сыныритов, анортозитов, зол и каолинов из-за низкого их качества, относительно малых запасов и отсутствия эффективных и экологически безопасных технологий переработки. Наиболее перспективным сырьём для производства глинозёма и алюминия являются минералы группы силлиманита, в том числе кианит [2].

Егустинское кианитовое месторождение расположено на Урале вблизи города Карабаш Челябинской области. Площадь залегания Егустинского месторождения равна 25 км². По данным поисково-разведочных работ ЮУГРП (1986–1989г.) прогнозные ресурсы кианита на Егустинском участке по категории P1 составляют 713, по категории P2 – 206 тыс.т.

Минералы группы кианита являются модификациями одного и того же алюмокремниевое соединения $Al_2O_3 \cdot SiO_2$ или Al_2SiO_5 , и следовательно имеют один и тот же химический состав. Текстура руды сланцевая благодаря ориентированным кристаллам кианита. Структура руды мелкокрапленая, игольчатая (вытянутая в одном направлении), гипидиоморфная (частично идиоморфная), по физической природе относится к гетерофазному срастанию зёрен. Среднее содержание кианита в руде 21,0%.

Целью работы являлось разработка технологии обогащения кианитов.

Ввиду тонкой вкрапленности измельчение проводилось до крупности $-0,315+0,1$ мм. В этом технологическом классе отсутствует переизмельчённый продукт и раскрыта большая часть сростков. В результате анализа предельных фракционных характеристик сделан вывод о возможности разделения данных минералов по следующим признакам:

- по плотности – гравитационным методом;
- величине удельной магнитной восприимчивости – магнитным методом;
- величине диэлектрической проницаемости – электрическим методом.

Кроме того, в ходе исследований было выяснено, что в кианитовой руде Егустинского месторождения присутствует кварц, который можно отделить от кианита флотационным методом.

Для переработки кианитовой руды предложены две технологии, представленные на рисунках 1 и 2.

Первая технология (рисунок 1) сочетает в себе применение магнитного и флотационного методов обогащения. Руда доводится до крупности $-0,5$ мм, далее проводится разделение на классы крупности $-0,5 + 0,3$; $-0,3 + 0,1$ и $-0,1 + 0,074$ мм. Класс $-0,5 + 0,3$ мм является готовым слюдосодержащим продуктом с массовой долей мусковита 26,77 % , кианита 37,6 % и кварца 32,89 %.

Класс $-0,3 + 0,1$ мм был подвергнут разделению методом сухой магнитной сепарации в две операции. Полученный магнитный продукт содержит 48,83 % кианита. Немагнитный продукт был направлен на флотацию. При флотации пенным продуктом был выделен кианитовый концентрат с массовой долей 45,6 % , камерным – кварцевый продукт. Класс $-0,1 + 0,074$ мм разделяли флотацией с получением кианитового концентрата и кварцевого продукта.

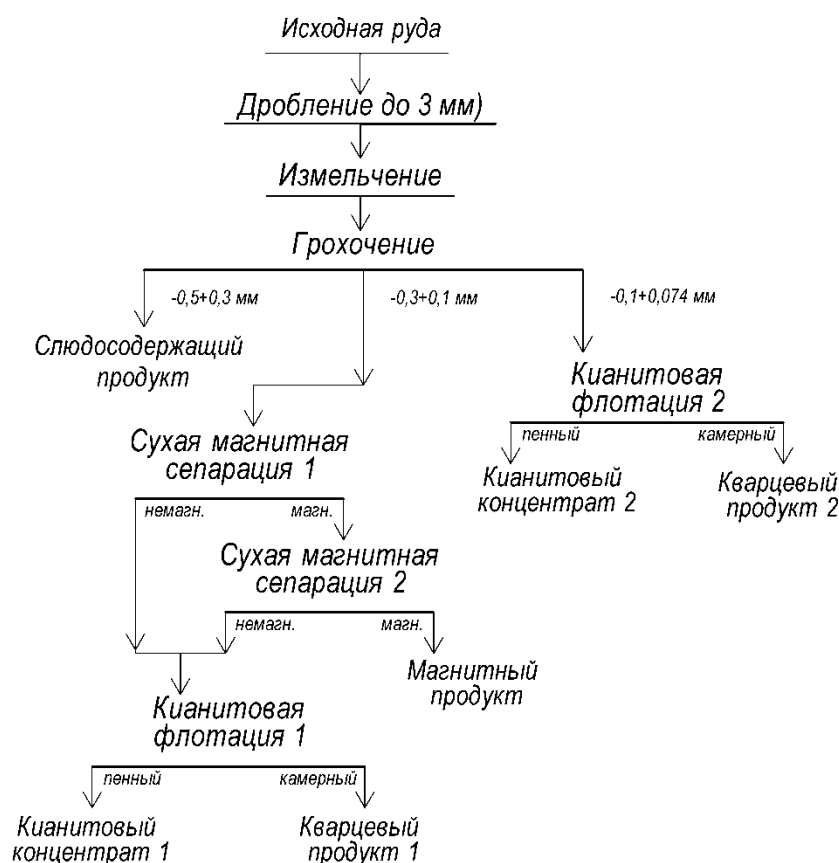


Рисунок 1 – Безотходная магнитно-флотационная технология переработки кианитовой руды

Предлагаемая технология позволяет получить сухим способом мусковитовый концентрат с чистой от реагентов поверхностью, что значительно удешевляет его производство. Сухим же методом выделяют зерновой кианитовый продукт (магнитный продукт сухой магнитной сепарации). Методом флотации возможно получение порошковых кианитовых и кварцевых продуктов. Другими словами, схема является практически безотходной.

Вторая предлагаемая технология является полностью «сухой». Технология «сухого» обогащения интересует разработчиков, вероятно, столько же времени, сколько ведутся промышленная добыча и переработка минерального сырья. Отсутствие потребления технологической воды, необходимости сушки продуктов обогащения, потребности в прудах – шламонакопителях, сниженные капитальные затраты – далеко не полный перечень преимуществ «сухих» методов обогащения. Именно поэтому разработка «сухой» технологии обогащения кианитовой руды так актуальна.

Сочетание в схеме переработки сухой магнитной и трибоэлектрической сепарации (ТЭС) позволяет получать кварцевый песок различной крупности и зерновой кианитовый концентрат.

Технологическая схема обогащения (рисунок 2) включает в себя две стадии дробления, причём вторая стадия осуществляется в вертикально-молотковой дробилке (ВМД) для увеличения раскрытия сростков. Первой операцией обогащения является сухая магнитная сепарация, где готовым продуктом является мусковитовый промпродукт, выделяемый в магнитную фракцию. Немагнитная фракция подвергается грохочению с выделением двух классов крупности, крупный из которых, класс $-0,6 + 0,4$ мм, является готовым продуктом – кварцевым песком. Кроме того, грохочение выполняет функцию обеспыливания перед ТЭС, куда направляется класс крупности $-0,4 + 0,1$ мм.

Вторая операция обогащения – ТЭС – позволяет разделить частицы руды на диэлектрики (кварц) и проводники (кианит). Оба выделяемых продукта являются готовыми.

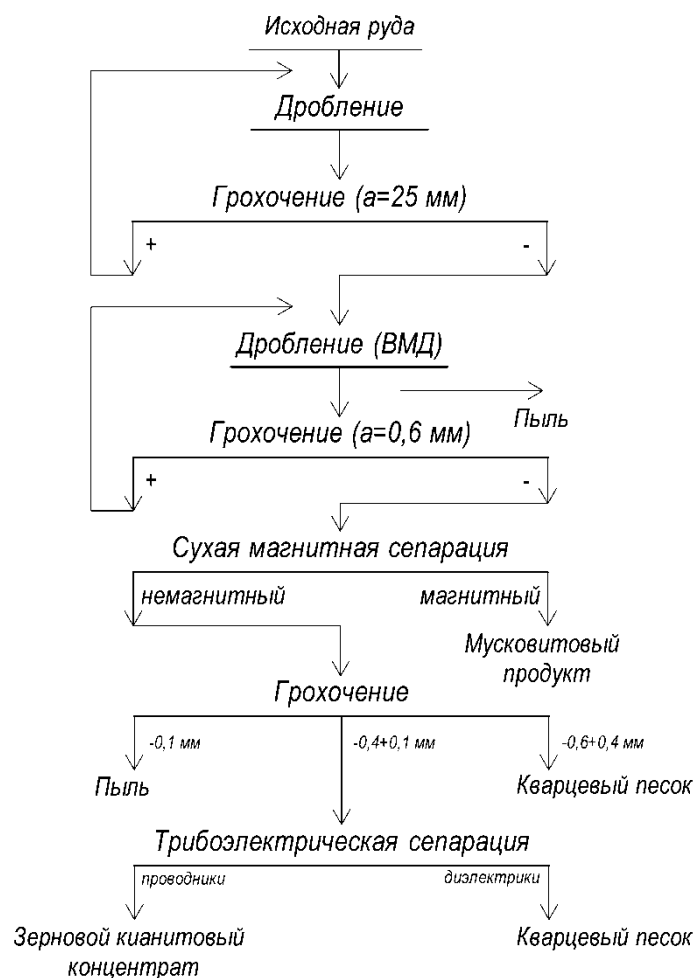


Рисунок 2 – «Сухая» технология переработки кианитовой руды

Данная технология является практически безотходной: количество пыли, являющейся отходами, не превышает 25 %. Массовая доля кианита в зерновом кианитовом продукте составляет 62,16 %, а потери кианита с кварцевыми песками не более 10 %.

В процессе исследований, с учетом достигнутых технологических показателей, затрат на добычу и обогащение сырья и мировой цены на кианит, определено содержание глинозема, связанного с кианитом, для рентабельной переработки руд. Расчеты показали, что для рентабельной переработки кианитовых руд содержание Al_2O_3 в руде должно составлять не менее 15–20 %. Обе предлагаемые технологии обогащения позволяют достичь высоких технологических показателей.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Войтеховский Ю. Л., Нерадовский Н. Н., Гершенкоп А. Ш. Комплексное использование кианита Больших Нейв как нетрадиционного сырья для производства алюминия / «Минералогическая оценка месторождений полезных ископаемых и проблемы раскрытия минералов»: сб. науч. статей V Рос. семинара по технологической минералогии. Петрозаводск: Карельский научный центр РАН, 2011.
2. Лепезин Г. Г., Каргаполов С. А., Жираковский В. Ю. Минералы группы силлиманита как новое перспективное сырье для алюминиевой промышленности России // Геология и геофизика. 2010. Т. 51. № 12. С. 1605–1617.

ПРАКТИКА ПЕРЕРАБОТКИ УПОРНЫХ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД НА ЗАРУБЕЖНЫХ И ОТЕЧЕСТВЕННЫХ ПРЕДПРИЯТИЯХ

МОРГУНОВА Н. А., КОЛТУНОВ А. В.

Уральский государственный горный университет

Золото относится к благородным металлам и называется так вследствие своей химической инертности (стойкости) по отношению к другим соединениям. Благодаря этому свойству, а также неизменяемости внешнего вида золото с развитием товарного хозяйства приобрело значение денег. Вначале эту функцию выполняло серебро, но затем с увеличением товарооборота, его усложнением и расширением серебро было вытеснено более дорогим золотом. Однако значение золота далеко не исчерпывается его валютными функциями. В настоящее время золото и его сплавы применяются при сварке и спайке жаростойких сплавов там, где особенно высоки требования к прочности и неокисляемости сварных швов: в деталях реактивных двигателей, ракет, ядерных реакторов, сверхзвуковых самолетов. Весьма большое распространение получили всякого рода золотые покрытия, обеспечивающие антикоррозийную или тепловую защиту наиболее дефицитных и ответственных деталей или предметов, работающих в окислительной среде при повышенных температурах.

Сочетание химической стойкости золота с его высокой электропроводностью (по электропроводности золото занимает третье место среди металлов после серебра и меди) широко используется в электротехнике при изготовлении всякого рода контактов, штепсельных соединений, реле, высокоскоростных переключателей для вычислительных машин и подобных им устройств.

Вопрос увеличения количества добываемого золота стоит перед государством на одном из первых мест, и совершенствование методов и процессов извлечения золота из руд, снижение его себестоимости является важной государственной задачей.

В настоящее время успешно решаются задачи более полного и комплексного извлечения драгоценных металлов из руд россыпных и коренных месторождений. Широким фронтом ведутся работы по извлечению упорного тонковкрапленного золота из сульфидных углистых и мышьяковистых руд. На многих фабриках широко осваивается сорбционная технология.

По мере увеличения добычи золота приходится вовлекать в переработку более упорные руды с малым содержанием золота. В России и за рубежом существует ряд предприятий, перерабатывающих упорные золотосодержащие руды, используя при этом различные обогащательные технологии. В настоящей работе приведен обзор таких технологий.

Золото в рудах присутствует как в самородном виде (свободное), так и в виде изоморфных примесей с другими минералами, в основном с сульфидами, а также ультратонкого взаимного прорастания с минералами породы. С точки зрения механического обогащения золотосодержащие руды можно разделить на легко- и труднообогащаемые.

Коренные золотосодержащие руды в отличие от урановых или медных руд характеризуются большим разнообразием минеральных форм нахождения золота, а также примесями, затрудняющими основной процесс промышленного извлечения – цианидно-сорбционную технологию. Так, присутствие в рудах природной минеральной органики (углистого вещества) приводит к явлению природной сорбции, затрудняющей извлечение золота.

Условно, с точки зрения цианидно-сорбционной технологии, коренные золотосодержащие руды можно разделить на легкоцианируемые и упорные. Для извлечения золота из легкоцианируемых руд применяют наиболее простые схемы переработки. Так, богатые малосульфидные руды с крупновкрапленным свободным золотом можно перерабатывать с приемлемым извлечением по чисто гравитационной схеме. Это наиболее желательный вариант, однако подобные руды в настоящее время встречаются всё реже, и их запасы практически исчерпаны.

Легкообогатимые руды со свободным, но тонковкрапленным золотом перерабатывают с использованием цианидного выщелачивания, которое в настоящее время является основным способом промышленного извлечения золота. Этот процесс предусматривает применение токсичных реагентов, что связано с проблемами обезвреживания сбросных отходов (хвостов).

Упорные труднообогатимые коренные руды характеризуются сложным вещественным составом, что делает необходимым применение специальных приемов по их переработке. Так, при переработке высокосульфидных руд применяют комбинированные схемы, включающие гравитацию для выделения свободного золота в «золотую головку», флотацию для извлечения золота, ассоциированного с сульфидами в бедный флотоконцентрат при получении хвостов с отвальным содержанием, и, наконец, переработку сульфидного концентрата. Переработка сульфидного концентрата может осуществляться:

- простым цианированием;
- цианированием с предварительным обжигом;
- цианированием после предварительного разложения (окисления) в автоклавах;
- цианированием после биовыщелачивания (окисления).

Подобные приёмы приводят к удорожанию стоимости переработки, однако позволяют добиться более высокого уровня извлечения. По качеству вновь вовлекаемых в переработку коренных золотосодержащих руд просматривается тенденция к снижению содержания в них золота, а также тенденция усложнения минералогического состава. В переработку вовлекаются труднообогатимые сульфидные руды с высоким содержанием минеральной органики (Сэйдж, Невада), мышьяковистые руды (Тарор, Таджикистан), тонковкрапленные с крупностью золота 1–5 мкм (Алумбрера, Аргентина).

Как правило, на практике для повышения экономической эффективности переработка бедных, легкообогатимых забалансовых руд, а также окисленных руд верхней части месторождения осуществляется с использованием технологии кучного выщелачивания, которая исключает дорогостоящий процесс измельчения всей массы руды.

В последнее время среди новых золотодобывающих предприятий увеличилась доля предприятий, перерабатывающих упорные, сложные по минеральному составу руды. Особенностью подобных руд является тонкая вкрапленность, высокое содержание сульфидов, наличие минеральной органики и мышьяковистых минералов. Для переработки таких руд применяют операции предварительного окисления (обжиг, автоклавный процесс, биовыщелачивание), что оборачивается повышенными эксплуатационными расходами, которые могут быть компенсированы за счёт более высокого извлечения золота из руд.

Таким образом, существует устойчивая тенденция вовлечения в переработку бедных (до 1 г/т), но легкообогатимых и труднообогатимых, но относительно богатых по содержанию золота руд. Критериями являются экономические показатели работы предприятий, например себестоимость получения 1 г золота.

Изначально золото из коренных руд извлекали в виде «свободных» зёрен гравитационными методами обогащения с получением «шлихового» продукта или так называемой «золотой головки». После плавки шлихового продукта, смешанного с флюсами, получают черновое золото (сплав Доре), содержащее кроме золота примеси: серебро, медь и другие цветные металлы. Для получения чистого золота, содержащего 99,99%, сплав Доре подвергают очистке на аффинажных заводах, использующих метод электролиза.

Гравитационными методами эффективно извлекали крупновкрапленное, свободное золото. С истощением запасов богатых, крупновкрапленных золотосодержащих руд в переработку стали вовлекать тонковкрапленные руды, которые эффективно перерабатывали с использованием метода флотации. Однако основным процессом извлечения золота из коренных руд является метод сорбционного цианирования, с применением которого работает абсолютное большинство современных золотоизвлекательных заводов.

Для переработки упорных золотосодержащих руд, имеющих сложный минералогический состав и содержащих вредные примеси, применяют методы предварительной обработки перед традиционным цианированием, такие как обжиг, автоклавное окисление, биовыщелачивание.

Горнодобывающие компании заинтересованы в более полном извлечении металлов при наименьших затратах, как из богатых (балансовых), так и из бедных (забалансовых) руд. В

связи с этим при разработке месторождения применяют как индустриальный способ извлечения благородных металлов из балансовых руд на золотоизвлекательных фабриках (заводах), так и способ кучного выщелачивания из бедных забалансовых руд.

Для применения оптимальной технологии извлечения необходимо проведение исследовательских работ по изучению вещественного состава, обогатимости и технологичности руд, экологии. На основании результатов изучения характеристики исследуемой руды может быть выбрана та или иная технология переработки, позволяющая достигать более полное извлечение золота при наименьших затратах.

Основным способом промышленного извлечения золота из коренных руд вот уже столетие является цианидно-сорбционная технология, позволяющая экономически выгодно перерабатывать бедные (до 0,8 г/т) руды с ультратонким золотом (1–5 мкм). С применением данной технологии только в последнее десятилетие построены десятки крупных золотоизвлекательных заводов, перерабатывающих миллионы тонн руды в год и выпускающие ежегодно по десять и более тонн золота каждое.

В таблице 1 приведен перечень предприятий, являющихся в настоящее время мировыми лидерами по переработке золотосодержащих руд.

Таблица 1 – Предприятия-лидеры по переработке золотосодержащих руд

Предприятие (страна)	Разведанные запасы, млн т	Массовая доля золота в руде, г/т	Производительность, млн т/год	Извлечение золота, %	Применяемая технология
ЗИФ «Много-вершинная» (РФ)	–	4,3	0,45	70	Гравитационно-сорбционная
ЗИФ «Форт Нокс» (США)	146	0,86	11,9	89	то же
ЗИФ «Sixteen to the mine» (США)	–	–	–	96	то же
ЗИФ «Муссельвайт» (Канада)	9,7	5,62	1,2	90	то же
ЗИФ «Келайн» (Индонезия)	85	1,9	–	Сплав Доре	то же
ЗИФ «Омай» (Гайана)	69	1,5	4,25	Сплав Доре	то же
Корпорация «КазахАлтын» (Казахстан)	117	7–20	0,35	83–98	Гравитационно-флотационная; гравитационно-сорбционная; кучное выщелачивание (забалансовые)
Ангренская ЗИФ (Узбекистан)	–	–	–	–	Гравитационно-флотационно-сорбционная

Таким образом, можно сделать вывод, что наиболее успешной технологией, применяемой при обогащении упорных золотосодержащих руд при наличии в них свободного золота, является сочетание традиционного гравитационного обогащения с цианидно-сорбционной технологией извлечения золота.

ПРЕДЕЛЬНАЯ ОБОГАТИМОСТЬ МНОГОКОМПОНЕНТНЫХ РУД

ПОСТНИКОВА А. С., ДЫПИН Е. Ф.

Уральский государственный горный университет

Под *предельной обогатимостью* принято понимать возможные технологические показатели разделения минерального сырья при идеальных условиях, которым соответствует использование в качестве признака разделения функции содержания ценных компонентов и идеального сепаратора. Количественно предельную обогатимость оценивают выходом целевого продукта при заданном содержании компонентов в нем [1].

Рассмотрим предельную обогатимость при предварительной концентрации руд, которая имеет своей целью вывод крупнокусковых коллективных отвальных хвостов [2]. Ряд факторов определяет предельную обогатимость многокомпонентных руд. В частности, число ценных компонентов, подлежащих переводу в коллективный концентрат, влияет на потенциальный выход хвостов.

Для двух крайних, но показательных случаев взаимной связи между содержаниями компонентов влияние на показатели предварительной концентрации числа учитываемых компонентов рассмотрено в работе [1]. Первый, когда содержания всех компонентов в кусках связаны функционально (коэффициент корреляции r_{ij} равен 1); второй, когда содержания компонентов – независимые переменные, и связь между ними отсутствует (коэффициент корреляции r_{ij} равен 0). Если $r_{ij} = 1$, число компонентов не меняет потенциальный выход хвостов. Если $r_{ij} = 0$, а содержания компонентов независимы, потенциальный выход хвостов значительно снижается при увеличении числа учитываемых компонентов, как показано на рисунке 1.

Данные закономерности представляют особый интерес при решении задачи прогноза показателей предварительного обогащения многокомпонентных руд с использованием рентгенофлуоресцентной сепарации, в алгоритме которой предусмотрено прямое определение массовой доли нескольких ценных элементов [3].

Экспериментальное подтверждение отмеченных выше закономерностей получено на примере сульфидной медно-цинковой руды Учалинского месторождения. Коэффициенты корреляции между содержанием отдельных элементов в кусковых пробах равны $r_{Cu-Zn} = -0,20$; $r_{Cu-S} = 0,17$; $r_{Zn-S} = 0,008$.

Разработан алгоритм, позволяющий на массиве экспериментальных данных моделировать разделение. Массы кусков, массовые доли в них меди, цинка, серы получены в ходе специальных исследований и химических анализов.

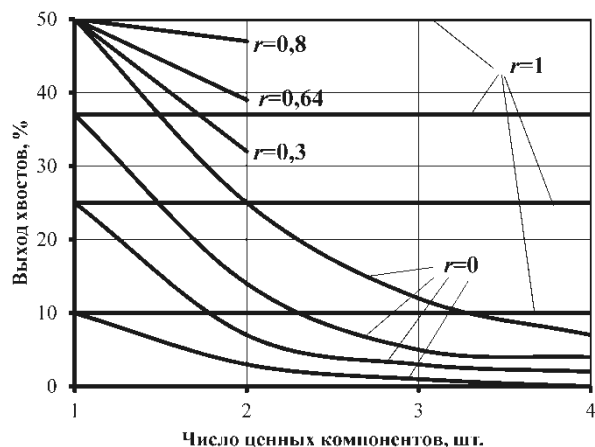


Рисунок 1 – Теоретические зависимости выхода хвостов от числа ценных компонентов при различных значениях парных коэффициентов корреляции r

Методика моделирования представляет собой имитацию процесса разделения с выделением отдельных фракций. За разделительный признак и признак фракционирования принимаем функцию массовых долей ценных компонентов. Сортировка производилась по трем алгоритмам. В первом алгоритме условный признак разделения для каждого куска – содержание меди (P_{Cu}). Во втором параметр разделения включает содержание меди и цинка (P_{Cu+Zn}). Для разделения с применением второго алгоритма введен коэффициент k , который рассчитывается исходя из рыночной стоимости тонны меди и цинка. В третьем алгоритме фракционирование происходит по

параметру разделения с массовой долей меди, цинка и серы ($P_{Cu+Zn+S}$). В последнем помимо k присутствует коэффициент s , для того чтобы учесть долю и условную стоимость серы в концентрате.

Общий вид параметров для всех случаев:

$$P = \alpha_{Cu} + k\alpha_{Zn} + s\alpha_S,$$

где α_{Cu} , α_{Zn} , α_S – массовые доли соответственно меди, цинка и серы.

Коэффициенты k и s в случае отсутствия в параметре соответствующего компонента равны нулю.

При построении предельных кривых разделения $\gamma_x = f(\vartheta_{зад}/\alpha_{срв})$ для различных алгоритмов использовано относительное значение массовой доли компонентов в хвостах (рисунок 2). Значения $\vartheta_{зад}$ и $\alpha_{срв}$ для всех алгоритмов разделения вычислялись по аналогии с определением параметра P .

Экспериментальные зависимости выхода хвостов предварительной концентрации от числа учитываемых компонентов приведены на рисунке 3. Полученные результаты согласуются с теоретически предсказанными (рисунок 1). Меньшая скорость спада кривых с ростом числа учитываемых компонентов можно объяснить введением коэффициентов k и s и снижением доли участия второстепенных компонентов, в то время как в теоретическом случае коэффициенты приняты равными 1.

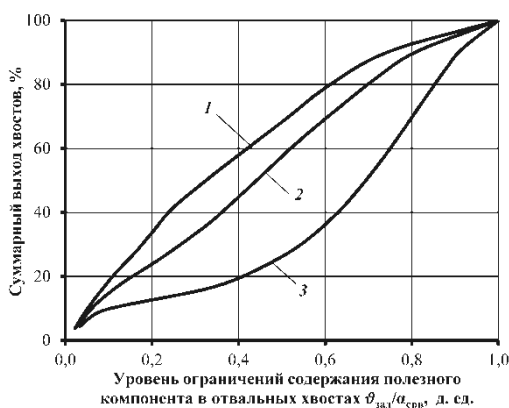


Рисунок 2 – Предельные кривые разделения для различных алгоритмов разделения:
1 – P_{Cu} ; 2 – P_{Cu+Zn} ; 3 – $P_{Cu+Zn+S}$

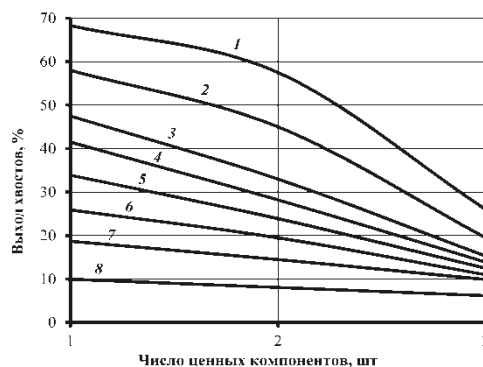


Рисунок 3 – Экспериментальные зависимости выхода хвостов от числа ценных компонентов для значений $\vartheta_{зад}/\alpha_{срв}$:
1 – 0,5; 2 – 0,4; 3 – 0,3; 4 – 0,25; 5 – 0,2; 6 – 0,15; 7 – 0,1; 8 – 0,05

Выполненный анализ позволяет производить отбор алгоритмов разделения рентгенофлуоресцентной сепарации при технико-экономическом обосновании её применения для предварительной концентрации многокомпонентных руд.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Цыпин Е. Ф., Никифоров Д. В. Предельная обогатимость и возможности её формирования // Изв. вузов. Горный журнал. 2001. № 4–5. С. 21–33.
2. Цыпин Е. Ф. Предварительное обогащение // Изв. вузов. Горный журнал. 2001. № 4–5. С. 82–104.
3. Газалеева Г. И., Цыпин Е. Ф., Червяков С. А. Рудоподготовка. Дробление, грохочение, обогащение. Екатеринбург: ООО «УЦАО», 2014. 914 с.

ДИСПЕРГАТОРЫ ДЛЯ ПНЕВМАТИЧЕСКИХ ФЛОТАЦИОННЫХ АППАРАТОВ

УСОВА Н. С., КОЛТУНОВ А. В.

Уральский государственный горный университет

Эффективность работы флотационных машин во многом зависит от устройства и способа диспергирования воздуха в аппарате, поскольку аэрация и дисперсный состав пузырьков влияют на скорость и селективность процесса.

Конструкции диспергаторов можно объединить по принципу действия в следующие группы: механические, пневмомеханические, пневматические, гидравлические, пневмогидравлические.

Важными характеристиками диспергаторов, используемых во флотационных аппаратах пневматического типа, являются их надежность и широкий диапазон крупности пузырьков диспергируемого воздуха.

В данной статье приводятся исследования конструкции диспергатора, основными диспергирующими элементами которого являются резиновые кольца круглого сечения с расположенными между ними плоскими кольцами из пористой ткани. В отличие от подобных диспергаторов с резиновыми дисками прямоугольного или квадратного сечения, а также кольцами круглого сечения без пористых дисков данная конструкция обеспечивает равномерную диспергацию воздуха по всей рабочей поверхности диспергатора, достаточно широкий диапазон крупности пузырьков размером от 0,5 до нескольких миллиметров. Диспергаторы такой конструкции мало подвержены забиванию пор рабочей поверхности и легко регенерируются при износе.

Экспериментальная установка для проведения исследований показана на рисунке 1. На рисунке 2 в укрупнённом масштабе показано устройство диспергатора.

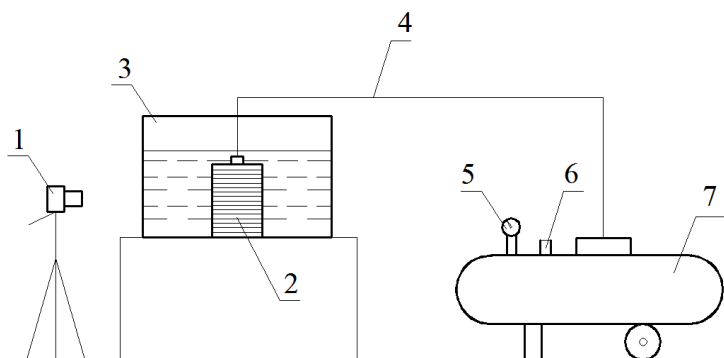


Рисунок 1 – Схематическое изображение экспериментальной установки:

1 – фотоаппарат; 2 – диспергатор;
3 – ёмкость с водой (пульпой); 4 – воздухопровод;
5 – манометр; 6 – регулятор давления; 7 – ресивер

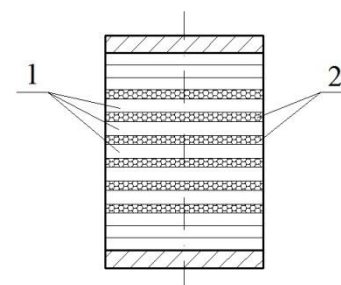


Рисунок 2 – Схематическое изображение диспергатора:

1 – резиновые кольца;
2 – плоские кольца из пористой ткани

При проведении исследований испытаны две конструкции диспергаторов данного типа – со свободной рабочей поверхностью и с рабочей поверхностью, покрытой сетчатым материалом.

Определение крупности образующихся пузырьков воздуха, а также их количество проводили с помощью градуировочной сетки, накладываемой на фотографию высокого разрешения.

В ходе исследований варьировали давление воздуха, подаваемого в диспергаторы, а также расход вспенивателя. Сравнение результатов диспергирования воздуха с помощью исследуемых конструкций диспергаторов приведено на рисунках 3–5.



Рисунок 3 – Сравнение зависимостей содержания пузырьков диаметром меньше 1 мм от расхода вспенивателя, при давлении 0,33 кг/см²:
 1 – диспергатор со свободной рабочей поверхностью;
 2 – диспергатор с рабочей поверхностью, покрытой сетчатым материалом

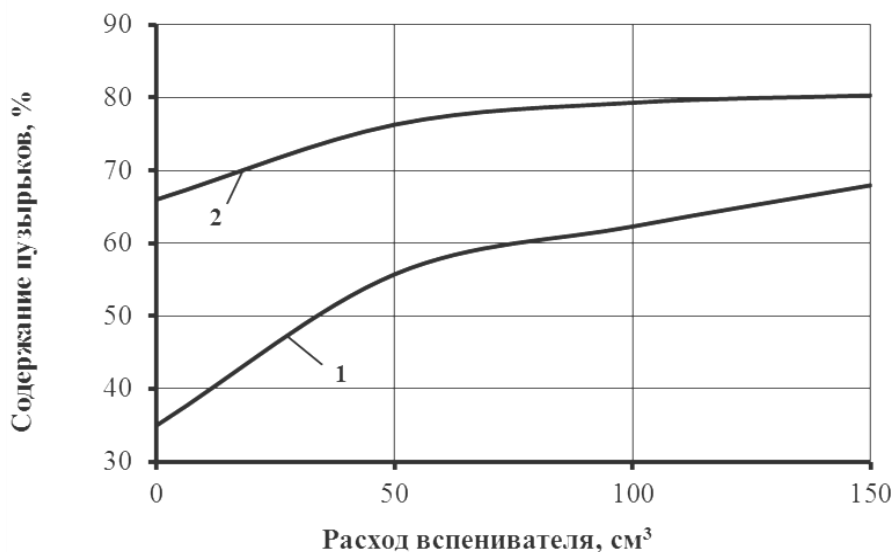


Рисунок 4 – Сравнение зависимостей содержания пузырьков диаметром меньше 1 мм от расхода вспенивателя при давлении 0,67 кг/см²:
 1 – диспергатор со свободной рабочей поверхностью;
 2 – диспергатор с рабочей поверхностью, покрытой сетчатым материалом

Анализ полученных результатов показал, что диспергатор с поверхностью, покрытой сетчатым материалом, обеспечивает получение более мелких пузырьков воздуха (менее 1 мм), а также уменьшается и верхняя крупность воздушных пузырей. Диспергатор со свободной поверхностью обеспечивает получение более широкого диапазона крупности пузырьков воздуха.

При увеличении расхода вспенивателя увеличивается количество мелких (менее 1 мм) пузырей, при этом в диспергаторе с рабочей поверхностью, покрытой сетчатым материалом, содержание их выше на 10–20 %, чем в диспергаторе со свободной поверхностью.

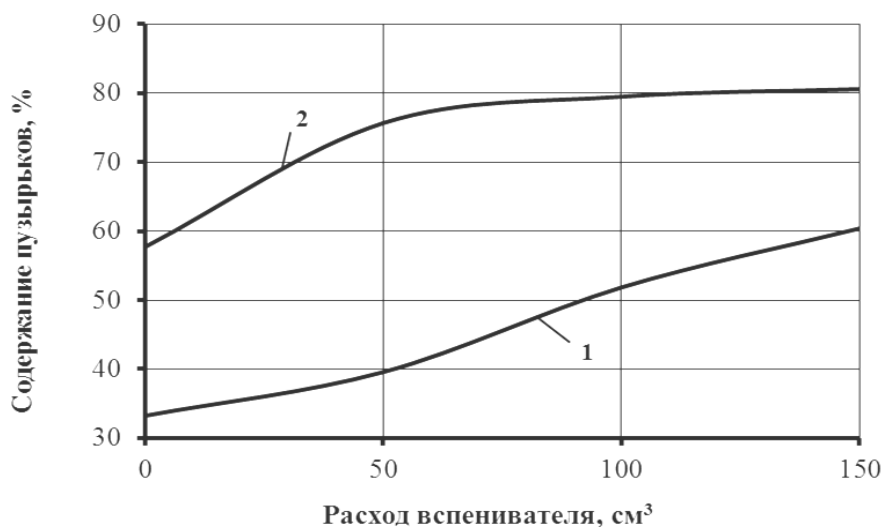


Рисунок 5 – Сравнение зависимостей содержания пузырьков диаметром меньше 1 мм от расхода вспенивателя при давлении 1 кг/см²:
 1 – диспергатор со свободной рабочей поверхностью;
 2 – диспергатор с рабочей поверхностью, покрытой сетчатым материалом

Изначальное количество пузырьков (менее 1 мм) без добавления вспенивателя также больше при использовании диспергатора с рабочей поверхностью, покрытой сетчатым материалом.

При исследовании диспергатора с поверхностью, покрытой сетчатым материалом, при малом давлении – 0,33 кг/см² (0,033 МПа) отмечается равномерный прирост пузырьков во всем диапазоне изменения расхода вспенивателя; при больших давлениях – 0,67 и 1 кг/см² – прирост количества пузырьков уменьшается.

На рисунках 6 и 7 приведены зависимости суммарной площади поверхности пузырьков от расхода вспенивателя при различном давлении для диспергатора со свободной поверхностью (рисунок 6) и с рабочей поверхностью, покрытой сетчатым материалом.

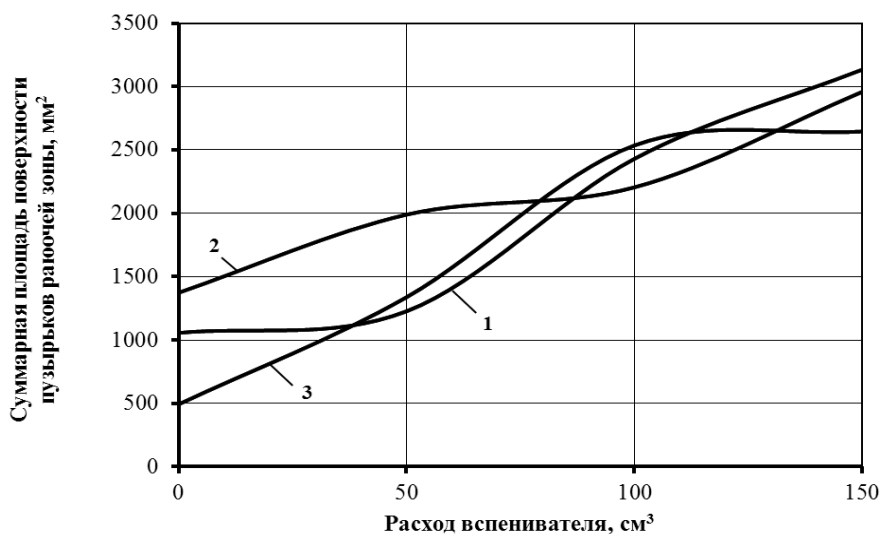


Рисунок 6 – Зависимость суммарной поверхности пузырьков диаметром менее 1 мм от расхода вспенивателя (диспергатор со свободной рабочей поверхностью):
 1 – давление 0,33 кг/см² (0,033 МПа); 2 – давление 0,67 кг/см²; 3 – давление 1 кг/см²

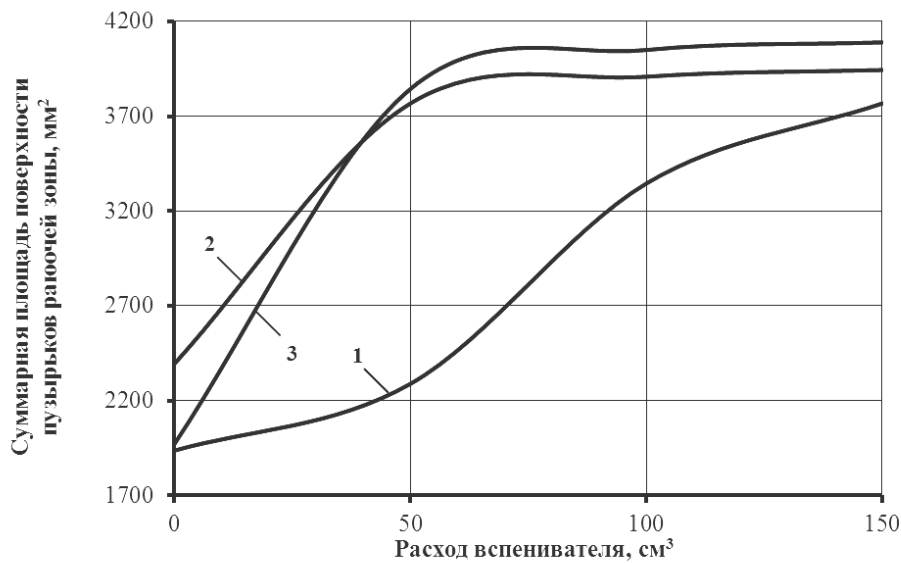


Рисунок 7 – Зависимость суммарной поверхности пузырьков диаметром менее 1 мм от расхода вспенивателя (диспергатор с рабочей поверхностью, покрытой сетчатым материалом):
 1 – давление 0,33 кг/см² (0,033 МПа); 2 – давление 0,67 кг/см²; 3 – давление 1 кг/см²

Анализ результатов, представленных на рисунках 6 и 7, показал:

1. Для диспергатора с рабочей поверхностью, покрытой сетчатым материалом, давление оказывает существенное влияние на увеличение суммарной площади пузырьков диаметром менее 1 мм. При увеличении давления с 0,33 до 0,67 кг/см² суммарная площадь возрастает почти в два раза.

2. Для данного диспергатора при давлении более 0,67 кг/см² увеличение расхода вспенивателя более 50 см³ не оказывает влияния на увеличение суммарной поверхности пузырьков.

3. Диспергатор с рабочей поверхностью, покрытой сетчатым материалом, при давлении более 0,67 кг/см² обеспечивает почти в два раза большую суммарную поверхность мелких пузырьков, чем диспергатор со свободной рабочей поверхностью при малых расходах (50 см³) вспенивателя.

ОЦЕНКА СВОЙСТВ И ПОВЕДЕНИЯ УЛЬТРАДИСПЕРСНОГО ЗОЛОТА, СОДЕРЖАЩЕГОСЯ В ГОРНЫХ ПОРОДАХ

ФЕДОРОВ С. А., СМИРНОВ А. Ю., АМДУР А. М.

Уральский государственный горный университет

Известно, что в большинстве рудных, россыпных и техногенных месторождений мира преобладает тонкодисперсное золото, на долю которого приходится от 30 до 60% всего объема металла. Оно рассеяно преимущественно в сульфидных минералах и не утилизируется гравитационными методами и цианированием. Поэтому разработка способов извлечения такого золота является актуальной проблемой.

Чтобы извлечь такое золото известными способами обогащения, его частицы необходимо укрупнить. Для этого надо проанализировать, как меняются свойства золота при диспергировании.

Нами были рассмотрены следующие характеристики: понижение температуры плавления, энергия активации и коэффициент самодиффузии, разность капиллярных сил, скорость седиментации, скорость движения капель при термокапиллярном эффекте и время плавления частицы.

Расчет понижения температуры плавления производился по двум уравнениям: классической формуле Томпсона и уравнению из источника [1].

Таблица 1 – Изменение температуры плавления золота в зависимости от размеров частиц

<i>R</i> , нм	ΔT			
	1000	100	10	1
По формуле Томсона	0,43	4,3	43	430
По приведенной формуле	0,64	6,4	64	640

Из таблицы 1 видно, что заметное понижение температуры плавления наблюдается при размере частиц 10 нм, для частиц радиусом 1 нм величина ΔT становится очень существенной.

Энергия активации самодиффузии состоит из двух компонент: энергия активации миграции вакансий и энергия активации образования вакансий [1]. Известно, что энергия активации образования вакансий пропорциональна температуре плавления.

В связи с зависимостью $Tr = f(R)$ коэффициенты самодиффузии в дисперсных частицах D_R будут отличаться от значений, характерных для массивных образцов D . Для расчета D_R использовали экспериментальные значения энергии активации самодиффузии для золота $E = 196$ кДж/моль [3]. Расчеты приведены в таблице 2.

Таблица 2 – Зависимость коэффициента самодиффузии от размера частиц золота при температуре 1000 К

	Радиус частицы ,нм			
	1000	100	10	1
Энергия активации самодиффузии, кДж/моль	196,5	196,2	193,6	167,7
Отношение коэффициентов самодиффузии D_R/D	1	1,12	3,05	15679

Из таблицы 1 следует, что коэффициенты самодиффузии в частицах нанометрового диапазона значительно больше характерных для массивных образцов, что ускорит спекание таких частиц.

Жидкость, находящаяся в капиллярах, в частности в порах горных пород, может двигаться под действием термокапиллярного эффекта: поскольку поверхностное натяжение жидкости зависит от температуры, то в процессе нагрева возникает разность капиллярных давлений на торцах капли по уравнению из источника [4].

Сравним капиллярные силы на торцах капель золота различного радиуса с силой тяжести. Из расчетов следует, что даже при относительно небольшом перепаде температур капли золота радиусом 10^{-7} – 10^{-5} м будут двигаться к поверхности твердого тела при нагреве внешним источником под влиянием термокапиллярного эффекта, так как Au не смачивает стенки капилляра. Для более крупных капель при $\Delta T = 1$ град сила тяжести больше капиллярных сил, и они будут осаждаться под её действием.

Скорость движения капель в порах в результате термокапиллярного эффекта можно оценить по уравнению из [4]. Результаты оценки показывают, что скорость движения капель определяется в основном перепадом температур на менисках, а не их размерами.

Известно, что движение частиц с известным радиусом в вязкой среде описывается законом Стокса [5]. Для частиц коллоидного размера 10^{-7} – 10^{-9} м она минимальна. Концентрация таких частиц по высоте подчиняется гипсометрической формуле Лапласа.

Согласно [6] для описания динамики плавления тел при сохранении образующегося расплава на поверхности можно воспользоваться асимптотической формулой, дающей точный результат для общей продолжительности плавления тела. Данные расчетов времени плавления частицы золота занесены в таблицу 3.

Таблица 3 – Время плавления частиц золота

Радиус частицы	$0,5 \cdot 10^{-3}$ м	$50 \cdot 10^{-6}$ м	$0,5 \cdot 10^{-6}$ м
Время плавления	0,85 с	0,085 с	0,0085 с

$\alpha = 1000$, $T = 1573$ К

Таким образом, проведена оценка свойств и поведения частиц ультрадисперсного золота.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Влияние пористости и дисперсности железорудных материалов на процессы, происходящих при их нагреве / Амдур А. М. [и др.] // *Металлы*. 1988. № 2. С. 57–62.
2. Физические величины: справочник / под ред. И. С. Григорьева, Е. З. Мейлихова. М., 1991.
3. Гегузин Я. Е. Самодиффузия золота на поверхности, покрытой ступенями естественной шероховатости.
4. Кинетика вытекания металлических капель из пористого тела / Амдур А. М. [и др.].
5. Левич В. Г. Физико-химическая гидродинамика. М.: Гос. изд-во физ.-мат. лит-ры, 1959. 700 с.
6. Рафалович И. М. Теплопередача в расплавах, растворах и футеровке печей и агрегатов. М.: Энергия. 1977. 304 с.

ТЕМПЕРАТУРНОЕ ПОЛЕ ПРИ НАГРЕВЕ ДИСПЕРСНОЙ ЧАСТИЦЫ ЗОЛОТА В РАЗЛИЧНЫХ СРЕДАХ

ФЕДОРОВ С. А., СМИРНОВ А. Ю., АМДУР А. М.

Уральский государственный горный университет

Известно, что в большинстве рудных, россыпных и техногенных месторождений мира преобладает микроскопическое и наноразмерное золото. Оно не утилизируется гравитационными методами и цианированием. Чтобы извлечь такое золото известными способами обогащения, его частицы необходимо укрупнить. Для этого золото должно находиться в жидком состоянии. В этом случае капли могут двигаться под действием термокапиллярного эффекта, если существует перепад температур по сечению капель.

Задача данного исследования – выявить, существует ли градиент температуры по сечению частиц золота микронного размера при нагреве в различных средах. Наличие градиента T приводит к движению капель золота в результате термокапиллярного эффекта. Экспериментально определить перепад температуры при нагреве теплопроводных частиц микронного размера крайне затруднительно. Поэтому задачу нагрева тела таких размеров, помещённого в среду с определенными свойствами, решали с помощью пакета Matlab [1].

Моделирование нагрева осуществлялось со всех четырех сторон путем задания температуры на границах среды. Частица золота в виде сферы смещена относительно центра ячейки. Поэтому её нагрев был несимметричным, что позволяло фиксировать перепад температуры по сечению. Кроме того, в центре ячейки вследствие экранирования его частицей появляется деформированная зона изотерм неправильной формы. На всех рассматриваемых ниже рисунках изображены проекции поверхности нагрева на плоскость xOy , где по осям x и y отложены геометрические размеры.

Характеристики сред, в которые помещена частица золота, приведены в таблице 1. Фиксировали как разность температур на торцах капли, так и направления тепловых потоков и температурные поля. Время указано в верхней части рисунков. Характеристики золота: $\lambda = 317,7$ Вт/(м·К); $c = 129$ Дж/(кг·К), $\rho = 19300$ кг/м³ [2]. Температура на границах системы 1000°C. Радиус частицы золота 77 мкм.

Таблица 1 – Свойства сред, в которых моделировался нагрев частицы золота

Среды	Теплопроводность λ , Вт/(м·К)	Теплоемкость c , Дж/(кг·К)	Плотность ρ , кг/м ³	Время полного прогрева, c
Монолитный кальцит	3,5	1000	2700	0,297
Пористый кальцит	0,4	1000	2160	2,1
Кварц	49,8	415	2650	0,009
Силикатное стекло	0,75	500	2500	0,67
Платина	70	140	21090	0,065

Установлено, что градиент температур в микрочастицах золота наблюдается в течение всего периода нагрева во всех средах, несмотря на отличия в теплоемкости и теплопроводности. Абсолютная величина градиента температур на торцах частиц Au будет значительно больше при нагреве в средах, у которых теплоёмкость и теплопроводность ближе к значениям, характерным для золота (рисунок 1): например, в кварце $508 - 468,2 = 39,8$ град, в кальците же $723,4 - 721,5 = 1,9$ град. Однако, даже при $\Delta T = 1$ град скорость движения капли будет заметной – $1,1 \cdot 10^{-2}$ м/с.

В таблице 1 приведено рассчитанное время полного прогрева частицы Au в различных средах. Видно, что оно увеличивается с ростом теплоёмкости и уменьшением теплопроводности среды. В пористом кальците из-за низких значений теплопроводности оно максимально и составляет 2,1 с.

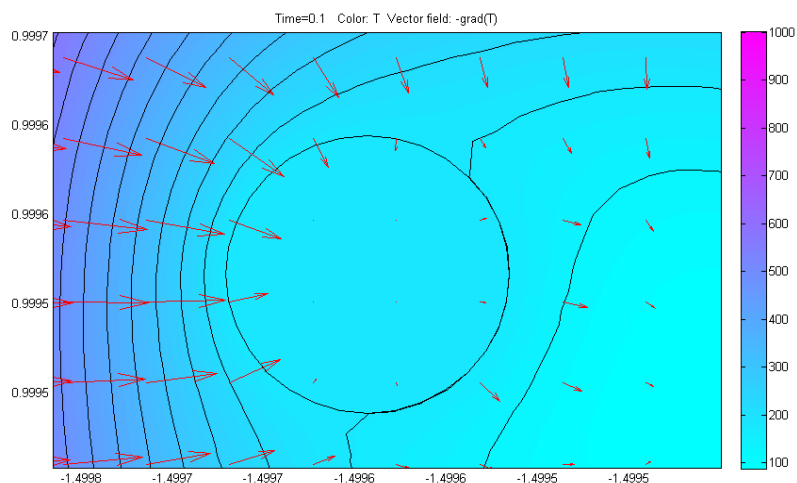


Рисунок 1 – Среда – пористый кальцит

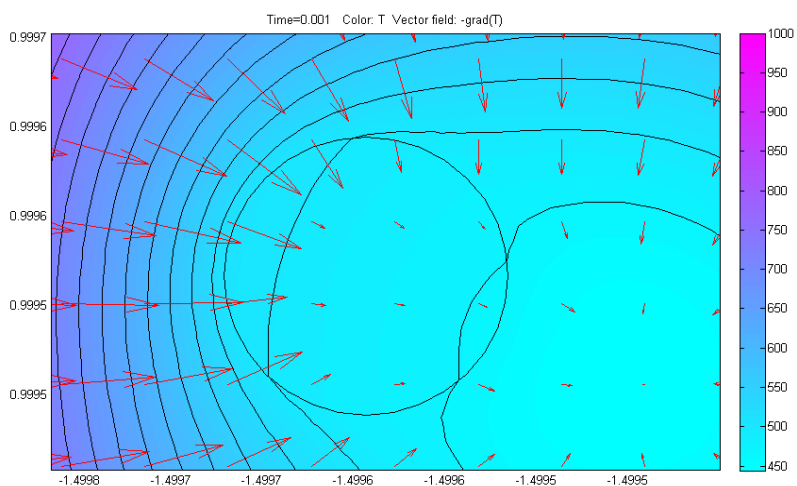


Рисунок 2 – Среда – кварц

По результатам исследования нами были сформулированы следующие выводы:

1. Градиент температур в микрочастицах золота наблюдается в течение всего периода нагрева во всех средах, несмотря на отличия в теплоёмкости и теплопроводности.
2. Градиент температур на торцах частиц золота будет относительно большим при нагреве в средах, у которых теплоёмкость и теплопроводность близки к значениям, характерным для золота.
3. Максимальное время полного прогрева частиц золота наблюдается в средах с максимальной теплоёмкостью и низким значением теплопроводности.
4. Скорость нагрева зависит от теплоёмкости среды (чем выше теплоёмкость, тем медленнее идет нагрев) и её теплопроводности.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. MATLAB 7 / Ануфриев И. Е. [и др.]. СПб.: БХВ-Петербург, 2005. 1104 с.
2. Физические величины: справочник / под ред. И. С. Григорьева, Е. З. Мейлихова. М., 1991.