

УДК 622.765:553.411(575.22)
DOI: 10.36979/1694-500X-2023-23-4-169-176

ИССЛЕДОВАНИЕ ФЛОТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД МЕСТОРОЖДЕНИЯ АЛТЫН ЖЫЛГА С ПРИМЕНЕНИЕМ ТРАДИЦИОННЫХ ФЛОТОРЕАГЕНТОВ

Г.Ш. Байкелова, А.И. Майрыкеев

Аннотация. Исследована руда золоторудного месторождения Алтын Жылга, расположенного в Баткенском районе на берегу реки Сох. По содержанию основных компонентов руда относится к сульфидному золото-серебряному типу, где попутным полезным компонентом является медь. Рудные минералы представлены халькопиритом, борнитом, ковеллином, арсенопиритом, свободным золотом. В незначительных количествах присутствуют пирит, сфалерит, блеклая руда, марказит, висмутин, молибденит; акцессорные – апатит, сфен, рутил. Основные промышленно-ценные компоненты – медь, золото. Попутными компонентами могут быть серебро и молибден. Изучена флотационная обогатимость руды с применением традиционных флотореагентов. Установлено, что полезные компоненты в основном представлены в сульфидных формах и аккумулируются в классах менее 0,25 мм, находятся в сростках с вмещающей породой в очень тонком взаимопроращении. Доказано, что обогащение руды флотационным методом позволяет получить флотоконцентрат с извлечением золота 89,6 %, меди – 93,4 %, серебра – 89,6 %. Это позволяет дополнительно извлекать из хвостов гравитации в концентрат основной флотации: меди – 19,0 %, золота – 54,0 % и серебра – 76,6 %.

Ключевые слова: минералы; месторождение; пробы; анализ; полезные компоненты; концентрат; флотация; хвосты; реагенты; флотационная машина.

САЛТТУУ ФЛОТАЦИЯЛЫК РЕАГЕНТТЕРДИ КОЛДОНУУ МЕНЕН АЛТЫН ЖЫЛГА КЕНИНИН АЛТЫН КАМТЫГАН РУДАЛАРЫН ФЛОТАЦИЯЛЫК БАЙЫТУУНУ ИЗИЛДӨӨ

Г.Ш. Байкелова, А.И. Майрыкеев

Аннотация. Макалада Баткен районунун Сох дарыясынын жээгинде жайгашкан Алтын Жылга алтын кенинин рудасы изилденген. Руданын негизги компоненттеринин мазмуну боюнча алтын-күмүш сульфид түрүнө кирет, мында пайдалуу компонент жез болуп саналат. Рудалык минералдар халькопирит, борнит, ковеллин, арсенопирит, эркин алтын менен берилген. Аз санда пирит, сфалерит, өчкөн руда, марказит, висмутин, молибденит; акцессордук – апатит, сфен, рутил бар. Негизги өнөр жайлык баалуу компоненттери жез жана алтын болуп саналат. Байланышкан компоненттер күмүш жана молибден болушу мүмкүн. Руданын флотациялык байытылышы салттуу флотрегенттерди колдонуу менен изилденген. Пайдалуу компоненттер негизинен сульфиддик формада келип, 0,25 ммден аз класстарда топтолуп, өтө ичке өсүштө негизги тоо тектери менен өскөндүгү аныкталган. Руданы флотациялоо ыкмасы менен байытуу 89,6% алтын, 93,4% жез жана 89,6% күмүш алуу менен флотациялык концентратты алууга мүмкүндүк берери далилденген. Бул гравитациялык калдыктардан негизги флотация концентратына кошумча казып алууга мүмкүндүк берет: жез - 19,0%, алтын - 54,0% жана күмүш - 76,6%.

Түйүндүү сөздөр: минералдар; кен чыккан жер; үлгүлөр; анализ; пайдалуу компоненттер; концентрат; флотация; калдыктар; реагенттер; флотация машинасы.

INVESTIGATION OF FLOTATION ENRICHMENT OF GOLD-BEARING ORES OF THE ALTYN ZHYLGA DEPOSIT USING TRADITIONAL FLOTATION REAGENTS

G.Sh. Baykelova, A.I. Mairykeev

Abstract. The investigated object is the Altyn Zhyлга gold deposit, which is located in the Batken region on the banks of the Sokh River. The studied ore, according to the content of the main components, belongs to the sulfide gold - silver type, where copper is an associated useful component. According to the analysis, ore minerals are represented by chalcopyrite, bornite, covellite, arsenopyrite, and free gold. Pyrite, sphalerite, fahlore, marcasite, bismuthine, and molybdenite are present in small amounts; accessory - apatite, sphene, rutile. The main industrially valuable components are copper and gold. The associated components can be silver and molybdenum. This work was carried out in order to study the flotation enrichment of ore using traditional flotation reagents. The obtained flotation results are consistent with the conclusions of granulometric, mineralogical and phase analyses that the useful components in the test sample are mainly represented in oxidized forms and accumulate in classes less than 0.25 mm. Useful minerals are found in accretions with the host rock in a very fine interpenetration, which confirms the persistence of the ore. From the analysis of the above technological indicators, it follows that ore enrichment by the flotation method obtained a flotation concentrate with the extraction of 89.6% gold, 93.4% copper, 89.6% silver and makes it possible to additionally extract from gravity tails into the concentrate of the main flotation: copper – 19.0%, gold – 54.0% and silver – 76.6%.

Keywords: minerals; deposit; samples; analysis; useful components; concentrate; flotation; tailings; reagents; flotation machine.

Введение. Относительное содержание тонко ассоциированного золота и серебра с кварцем в руде составляет 15,2 и 10,8 %, соответственно. Технологические показатели и способ извлечения меди зависят в значительной степени от форм ее нахождения в руде. Для определения количества окисленных и сульфидных минералов был проведен фазовый анализ руды на медь. По количественному соотношению сульфидных (97,5 %) и окисленных (2,4 %) медных минералов данную руду можно отнести к медной сульфидной [1]. С целью выяснения количественного соотношения сульфидной и сульфатной форм нахождения серы был проведен фазовый анализ руды. Результаты фазового анализа серы [1] указывают на то, что исследуемая проба по содержанию сульфидной и сульфатной серы относится к сульфидной руде. Все эти обстоятельства являются благоприятными факторами для флотации.

Химический состав руды изучали с помощью спектрального, химического, пробирного анализов. Результаты анализа показали, что содержание золота в руде составляет: 5,3 г/т; серебра – 23,15 г/т и меди – 0,78 % [1].

Анализ результатов проделанной работы [2] позволяет сделать следующие выводы: исследуемая руда по содержанию основных компонентов относится к сульфидному золотосеребряному типу, где попутным полезным компонентом является медь. Основные нерудные минералы: гранат, пироксен, кварц, карбонат. Рудные минералы представлены халькопиритом, борнитом, ковеллином, арсенопиритом. В незначительном количестве встречаются молибденит, висмутин, сфалерит, сфен [2].

Затем, с использованием гравитационных методов обогащения с помощью концентрационного стола, аппарата Knelson и центробежного сепаратора был получен медный золото-серебросодержащий гравитоконцентрат с извлечениями: меди в количестве 76,6 %, золота – 38,1 %, серебра – 14,4 %. Результаты анализа показали, что гравитация дает возможность вывода из процесса свободного и крупного золота, серебра и их частей, связанных с сульфидами, а также связанную с ними медь, что обеспечивает устойчивые по содержанию металлов хвосты обогащения [3]. Поэтому, учитывая большие потери полезных компонентов с хвостами гравитации, и тот факт, что в исследуемой руде присутствует весьма значительное содержание тонкого негравитационного золота, серебра и меди, полученные хвосты гравитации можно подвергать флотации.

Проанализировав результаты изучения вещественного состава данной руды [1], а также практику переработки сульфидных медных руд, были проведены исследования по флотационной схеме [4]. Для

опытов использовали руду, раздробленную до 1,25 мм, с массой навесок – 1 кг. Руду измельчали до крупности в шаровой мельнице с поворотной осью при

$T : Ж : Ш = 1 : 1 : 10$.

Флотационные исследования проводили с целью наиболее полного извлечения золота и меди с получением отвальных по содержанию меди, золота и серебра хвостов. Результаты минералогического анализа показали неравномерность вкрапленности золота и медных минералов. Поэтому важно учитывать влияние степени измельчения на показатели флотации. На рудах сложного состава, к которым относится исследуемая проба, рекомендуется в первую очередь извлекать вначале сульфидные минералы, затем окисленные [5]. Реагентный режим принят исходя из практики обогащения медных руд [6–8].

В качестве собирателя использовали: бутиловый ксантогенат калия; вспенивателя – метил-изобутил-карбинол; сульфидизаторы окисленных минералов – сернистый натрий, медный купорос и гидросульфид натрия для активации медных и золотонесущих минералов; регулятора pH воды – кальцинированную соду.

На рисунке 1 представлена схема и реагентный режим флотации по подбору оптимальной тонины помола и определению расхода собирателя, пенообразователя, а также влияние тех или иных активаторов и сульфидизаторов на показатели флотации.

Флотационные опыты проводили в открытом цикле по схеме, включающей в себя сульфидную и две окисленные флотации без перемешки концентратов флотаций (рисунок 1). Исследования процесса флотации проводили с целью наиболее полного извлечения золота, серебра и меди с получением отвальных по содержанию хвостов флотации, а также для уточнения условий флотации, выбора и расхода реагентов.

При опробовании схемы флотации в качестве основного собирателя испытывали различные расходы бутилового ксантогената. Для повышения эффективности флотации было опробовано сочетание двух разных реагентов, так как в ряде случаев (не для всех руд) такое сочетание повышает извлечение и скорость флотации. Достижимый эффект является следствием неоднородности поверхности частиц, подлежащих флотации, так как на некоторых участках поверхности лучше закрепляются одни реагенты, на остальных другие [9, 10]. Опыты проводили с использованием бутилового ксантогената в сочетании с соляровым маслом в количестве (40+20+10 г/т). Кроме этого, был испытан в качестве собирателя реагент ИМ-50.

Была проведена серия опытов для определения влияния расходов вспенивателя, активаторов на извлечение металлов. Содержание класса 0,074 мм в питании флотации составляло 85,0–88,0 %, измельчение проводили в одну стадию.

Результаты опытов представлены в таблицах 1–4. Схема проведения опытов представлена на рисунке 1. По данным таблиц 1–4 видно, что наиболее целесообразным является вариант использования в качестве собирателя сочетание бутилового ксантогената с соляровым маслом с оптимальным расходом ксантогената в количестве 120 г/т (опыт № 2).

При этом расходе был получен некоторый прирост извлечения золота и серебра в суммарный черновой флотоконцентрат при незначительном снижении потерь металлов с хвостами флотации. Содержание в концентрате основной флотации составило: по золоту – 60,0 г/т, по серебру – 241,0 г/т, по меди – 8,52 %. Содержание в хвостах флотации составило: золота 0,4 г/т, серебра – 2,27 г/т, меди – 0,02 %. Потери с хвостами составили: 6,0 % по золоту, 41,5 % – по серебру и 2,2 % – по меди.

Применение в основной флотации в качестве собирателя ИМ-50 в количестве 120 г/т (опыт №1), увеличило выход концентрата с 7,2 % (опыт № 3) до 11,5 %, при этом качество концентрата по металлам получилось ниже и составило: золота – 40,5 г/т, серебра – 160,31 г/т, меди – 6,22 %. Потери металлов с хвостами получились почти такими же, как и с применением ксантогената и составили: 5,9, 15,5 и 1,0 %, соответственно.

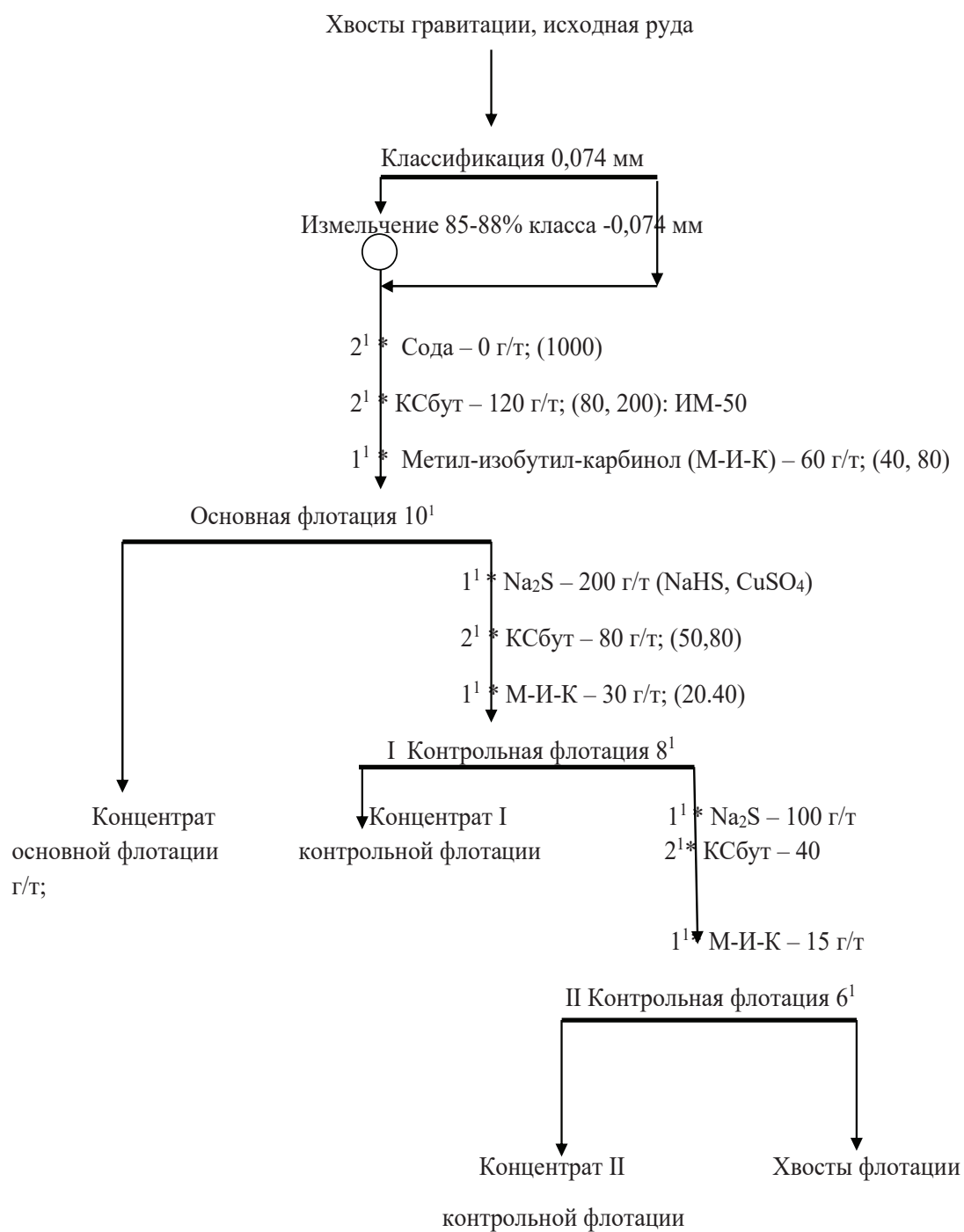


Рисунок 1 – Одностадийная схема флотации

Таблица 1 – Результаты флотационных опытов в зависимости от применения и расхода собирателя

Собиратель – ксантогенат								
Наименование продукта	Вы- ход, %	Медь		Золото		Серебро		Расход реа- гентов, г/т
		содерж., %	извлеч., %	содерж., г/т	извлеч., %	содерж., г/т	извлеч., %	
Опыт № 1								
Концентрат основ- ной флотации	11,5	6,22	91,7	40,5	88,5	160,31	79,6	ИМ-50 120
Концентрат I кон- трол. флотации	6,5	0,6	5,0	2,9	3,6	14,06	3,9	
Концентрат II кон- трол. флотации	4,5	0,4	2,3	2,4	2,0	4,959	1,0	
Хвосты флотации	77,5	0,01	1,0	0,4	5,9	4,616	15,5	
Исходная руда	100	0,78	100	5,27	100	23,15	100	
Опыт №2								
Концентрат основ- ной флотации	7,9	8,52	86,3	60,0	88,9	241,0	82,2	KS = 120 + соляровое масло
Концентрат I кон- трол. флотации	6,2	0,92	7,3	2,5	2,9	22,8	6,1	
Концентрат II кон- трол. флотации	5,9	0,55	4,2	2,0	2,2	15,43	3,9	
Хвосты флотации	80,0	0,02	2,2	0,4	6,0	2,27	7,8	
Исходная руда	100	0,78	100	5,33	100	23,17	100	

Таблица 2 – Результаты флотационных опытов в зависимости от применения и расхода активатора

Активатор								
Наименование продукта	Выход, %	Медь		Золото		Серебро		Расход реаген- тов, г/т
		содерж., %	извлеч., %	содерж., г/т	извлеч., %	содерж., г/т	извлеч., %	
Опыт № 1								
Концентрат основной флотации	8,3	9,0	94,6	55,6	87,9	241,23	86,4	Без ак- тиватора
Концентрат I контрол. флотации	5,5	0,44	3,1	4,0	4,2	15,318	3,6	
Концентрат II контрол. флотации	4,1	0,25	1,3	2,1	1,6	7,256	1,3	
Хвосты флотации	82,1	0,01	1,0	0,4	6,3	2,46	8,7	
Исходная руда	100	0,79	100	5,25	100	23,16	100	
Опыт № 2								
Концентрат основной флотации	9,2	7,72	92,3	50,2	87,7	198,36	78,6	Na ₂ S = 200
Концентрат I контрол. флотации	5,7	0,6	4,4	3,9	4,2	17,065	4,3	
Концентрат II контрол. флотации	4,6	0,2	1,2	2,32	2,0	7,79	1,6	
Хвосты флотации	80,5	0,2	2,1	0,4	6,1	4,46	15,5	
Исходная руда	100	0,77	100	5,27	100	23,17	100	

Таблица 3 – Результаты флотационных опытов в зависимости от применения и расхода пенообразователя

Пенообразователь								
Наименование продукта	Выход, %	Медь		Золото		Серебро		Расход реагентов, г/т
		Содерж., %	Извлеч., %	Содерж., г/т	Извлеч., %	Содерж., г/т	Извлеч., %	
Опыт № 1								
Концентрат основной флотации	8,2	9,02	93,6	54,49	84,3	225,98	80,0	Метил-изобутил-карбинол 40
Концентрат I контрол. флотации	4,6	0,39	2,3	4,0	3,5	9,63	1,9	
Концентрат II контрол. флотации	3,7	0,37	1,7	1,7	1,2	6,7	1,1	
Хвосты флотации	83,5	0,022	2,4	0,7	11,0	4,69	16,8	
Исходная руда	100	0,79	100	5,3	100	23,14	100	
Опыт № 2								
Концентрат основн. флотации	10,2	6,58	88,3	45,7	88,8	192,05	84,6	Метил-изобутил-карбинол 60
Концентрат I контрол. флотации	5,2	0,86	5,8	3,4	3,4	9,613	2,2	
Концентрат II контрол. флотации	4,2	0,48	2,7	2,15	1,7	8,35	1,5	
Хвосты флотации	80,4	0,03	3,2	0,4	6,1	3,37	11,7	
Исходная руда	100	0,76	100	5,25	100	23,15	100	

Таблица 4 – Результаты флотационных опытов в зависимости от применения регулятора среды

pH среды								
Наименование продукта	Выход %	Медь		Золото		Серебро		Расход реа- гентов, г/т
		содерж., %	извлеч., %	со- держ., г/т	извлеч., %	содерж., г/т	извлеч., %	
Опыт № 1								
Концентрат основн. фло- тации	8,1	9,46	95,8	60,3	257,19	89,9	Сода 1000	
Концентрат I контрол. флотации	4,8	0,4	2,4	2,36	14,1	2,9		
Концентрат II контрол. флотации	4,4	0,14	0,8	2,25	3,5	0,7		
Хвосты флотации	82,7	0,01	1,0	0,2	1,81	6,5		
Исходная руда	100	0,8	100	5,26	23,16	100		
Опы № 2								
Концентрат основн. фло- тации	7,5	9,54	91,7	63,53	271,45	87,9	Без соды	
Концентрат I контрол. флотации	5,7	0,71	5,2	2,84	13,8	3,4		
Концентрат II контрол. флотации	4,5	0,28	1,6	2,36	3,81	0,7		
Хвосты флотации	82,3	0,014	1,5	0,3	2,24	8,0		
Исходная руда	100	0,78	100	5,28	23,16	100		

В ходе исследований был испытан ряд активаторов для активизации золота, меди и несущих их минералов. Серия опытов по определению влияния активаторов на показатели основной флотации золота и меди показала нецелесообразность их применения. Без применения активаторов получен концентрат основной флотации с извлечениями: золота – 87,9 %, серебра – 86,4 %, меди – 94,6 %. Потери металлов составили: 6,3, 8,7 и 1,0 % с содержанием в них 0,4 г/т, 2,46 г/т и 0,01 %, соответственно. Применение же активаторов не способствовало увеличению извлечения золота в основную флотацию по сравнению с опытом без активатора (опыт № 1), также увеличились содержание и потери металлов с хвостами флотации. Извлечения металлов в основную флотацию практически остается на одном уровне, но при этом качество концентратов ниже, чем без применения активаторов, т. е. извлечение металлов в основную флотацию остается на прежнем уровне за счет увеличения выходов, что является недопустимым. На данной пробе применение испытанных активаторов действует на процесс флотации как депрессанты. В дальнейших флотационных опытах активаторы не применялись.

При испытании кальцинированной соды для создания щелочности пульпы и для нейтрализации природной кислотности руды, было отмечено, что в присутствии соды повышаются извлечения металлов в концентрат основной флотации: с 90,2 % (опыт без соды) до 92,8 % (с содой в количестве 1000 г/т) по золоту, с 87,9 до 89,9 % – по серебру и с 91,7 до 95,8 % – по меди. При этом снижаются потери металлов с хвостами флотации: с 4,7 до 3,1 %, с 8,0 до 6,5 % и с 1,5 до 1,0 %, соответственно. Последующие опыты проводили в присутствии соды в количестве 1000 г/т, что соответствовало pH среды, равной 8,2–8,3.

Таким образом, применение флотационного метода обогащения с широко распространенными в практике обогащения реагентами на исходной руде и хвостах гравитации выявило следующее:

- из исходной руды получен флотоконцентрат с содержанием: меди в количестве 8,88 %, золота – 57,5 г/т, серебра – 252,96 г/т, при этом извлечение составляет по металлам: 93,4, 89,6, 89,6 %, соответственно;
- даётся возможность дополнительно извлекать из хвостов гравитации в концентрат основной флотации: меди – 19,0 %, золота – 54,0 % и серебра – 76,6 %. Сквозные извлечения по гравитационно-флотационной схеме составили: по меди – 95,6 %, по золоту – 92,1 %, по серебру – 91,0 %.

Проведенные в лабораторных условиях исследования по обоснованию условий и параметров процесса обогащения золотомедных руд дают возможность прогнозировать обогащение руды с помощью комбинированной схемы, включающей гравитационно-флотационный метод, поскольку в рудах присутствует свободное золото, а извлечение его предполагает применение методов гравитационного обогащения. Золотоносность большинства сульфидных минералов обуславливает необходимость применения флотации и последующее извлечение золота из флотационных концентратов металлургическими методами.

Поступила: 10.01.23; рецензирована: 24.01.23; принята: 27.01.23.

Литература

1. Байкелова Г.Ш. Исследование вещественного состава месторождения Алтын Жылга / Г.Ш. Байкелова, А.И. Майрыкеев // Известия КГТУ им. И. Раззакова. 2021. Вып. № 1(57). С. 51–55.
2. Байкелова Г.Ш. Исследования минералогической характеристики руды месторождения Алтын Жылга / Г.Ш. Байкелова, А.И. Майрыкеев, О.Д. Кабаев // Наука, новые технологии и инновации Кыргызстана. 2021. № 9. С. 6–11.
3. Байкелова Г.Ш. Изучение возможности извлечения золота из руды месторождения Алтын Жылга / Г.Ш. Байкелова, А. Майрыкеев, Э.Э. Атыкенова // Обогащение руд. 2022. № 4. С. 9–14.
4. Зеленов В.И. Методика исследования золота и серебросодержащих руд / В.И. Зеленов. М.: Недра, 1989. – 56 с.
5. Авдохин В.М. Основы обогащения полезных ископаемых: учеб. для вузов: в 2 т. Т. 1. Обогащительные процессы / В.М. Авдохин. М.: Изд-во Моск. гос. горн. ун-та, 2006. 417 с.
6. Абрамов А.А. Флотационные методы обогащения / А.А. Абрамов. М.: Горная книга, 2008. 234 с.

7. Бочаров В.А. Флотационное обогащение полезных ископаемых / В.А. Бочаров, В.А. Игнаткина, Т.И. Юшина. М.: Горная книга, 2017.
8. Родина Т.А. Флотационные реагенты / Т.А. Родина. Благовещенск: Изд-во АмГУ, 2015. 36 с.
9. Авдохин В.М. Основы обогащения полезных ископаемых: учеб. для вузов: в 2 т. Т. 2. Технология обогащения полезных ископаемых / В.М. Авдохин. М.: Изд-во Моск. гос. горн. ун-та, 2006. 310 с.
10. Лодейщиков В.В. Технология извлечения золота и серебра из упорных руд: в 2 т. / В.В. Лодейщиков. Иркутск: ОАО «Иргиредмет», 1999. 112 с.