

## ВОЗМОЖНОСТИ ПРОМЫШЛЕННОГО ОСВОЕНИЯ ЗОЛОТОРУДНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ «АНДАГУЛЬ»

*Бекбосунов Расул Рыскулович, ст. преподаватель ИГД и ГТ им. У.Асаналиева, Кыргызстан, г.Бишкек, пр. Чуй 164, e-mail: [rasul.kr@mail.ru](mailto:rasul.kr@mail.ru)*

*Ганиев Жусуп Маширапович, ст. преподаватель ИГД и ГТ им. У.Асаналиева, Кыргызстан, г.Бишкек, пр. Чуй 164.*

*Ашимбаев Абдаким Ашимбаевич, к.т.н., доцент, лауреат гос. премии, заведующий кафедрой ОГРиВД, ИГД и ГТ им. У. Асаналиева, Кыргызстан, г.Бишкек, пр. Чуй 164, e-mail: [ashimbaevabdakim@mail.ru](mailto:ashimbaevabdakim@mail.ru).*

*Эшиев Исак, главный геолог ОсОО "FULLGOLDMINING, Кыргызстан, Жалал-Абадская область, Чаткальский район.*

*Абдибаитов Шарабидин Аширалиевич, к.т.н., ст. научный сотрудник, доцент ИГД и ГТ им. У.Асаналиева, Кыргызстан, г.Бишкек, пр. Чуй 164.*

**Аннотация:** В статье проведен анализ Исследования руд месторождения Андагул с целью изучения технологических свойств руд и выбора способа переработки.

При изучении технологических свойств руды учитывались: характеристика находящегося в руде золота; данные, полученные при изучении вещественного состава руды и практика обогащения аналогичных руд. В результате выполненного анализа были выбраны следующие методы исследований: гравитационный, цианистый, кучного выщелачивания, флотационный.

Гравитация проводилась на отсадочной машине с многократной перечисткой черного концентрата отсадки на концентрационном столе в искусственно-замкнутом режиме со стальным доизмельчением промпродуктов до – 0,63 мм и – 0,16.

Кучное цианирование на малых лабораторных пробах проводится с целью предварительной оценки возможности переработки руды этим методом.

Цианирование хвостов отсадки позволяет почти полностью извлечь золото из руды.

В результате проведенных лабораторных технологических исследований установлено, что золотосодержащее месторождение Андагул является легкообогатимым и может

перерабатываться по не сложным технологиям с получением высоких показателей извлечения. Учитывая высокую эффективность всех испытанных технологий, считаем, что несмотря на возможное экономическое преимущество кучного выщелачивания, приоритет при выборе технологии обогащения руды, возможно следует отдать гравитационной, принимая во внимание её экологическую и экономическую эффективность.

**Ключевые слова:** месторождение, золото, выщелачивание, цианирование, гравитация, извлечение, магнитная сепарация, гранулометрия, перколяция.

## **OPPORTUNITIES FOR INDUSTRIAL DEVELOPMENT OF GOLD DEPOSITS «ANDAGUL»**

*Bekbosunov Rasul R., Art. Lecturer Institute of Mining and Mining Technology U. Asanalieva, Kyrgyzstan, Bishkek, Chui Avenue 164, e-mail: [rasul.kr@mail.ru](mailto:rasul.kr@mail.ru)*

*Ganiev Zhusup M., Art. Lecturer Institute of Mining and Mining Technology U. Asanalieva, Kyrgyzstan, Bishkek, Chui Avenue 164.*

*Ashimbayev Abdakim A., candidate of technical Sciences, associate Professor, laureate of the state prize of the Kyrgyz SSR, head of the Department of OGRE and VD Institute of Mining and Mining Technology U. Asanalieva, Kyrgyzstan, Bishkek, Chui Avenue 164, e-mail: [ashimbaevabdakim@mail.ru](mailto:ashimbaevabdakim@mail.ru).*

*Eshiev Isak, a chief geologist LLC "FULLGOLDMINING", Kyrgyzstan, Jalal-Abad region, Chatkal district.*

*Abdibaitov Sharabidin A., candidate of technical Sciences, Art. Researcher, associate Professor Institute of Mining and Mining Technology U. Asanalieva, Kyrgyzstan, Bishkek, Chui Avenue 164.*

**Abstract:** The analysis of the Andagul deposit's ore research is carried out in order to study the technological properties of ores and the choice of the processing method.

In studying the technological properties of the ore, the following characteristics were taken into account: the characteristic of gold in the ore; data obtained in the study of the material composition of ore and the practice of enrichment of similar ores. As a result of the analysis, the following research methods were chosen: gravitational, cyanide, heap leaching, flotation.

Gravity was carried out on a jigging machine with multiple cleaning of the black concentrate of deposition on a concentration table in an artificially closed mode with steel milling of industrial products up to - 0.63 mm and - 0.16.

Heap cyanidation on small laboratory samples is carried out with the purpose of preliminary estimation of the possibility of ore processing by this method.

The cyanidation of the tailings of the jigging makes it possible to almost completely extract gold from the ore.

As a result of conducted laboratory technological studies it was established that the gold-bearing deposit Andagul is easily enrichable and can be processed by non-complex technologies with obtaining high recovery rates. Taking into account the high efficiency of all tested technologies, we believe that despite the possible economic advantage of heap leaching, the priority in choosing ore enrichment technology may be given to the gravity, taking into account its environmental and economic efficiency.

**Keywords:** field, gold, leaching, cyanidation, gravity, extraction, magnetic separation, granulometry, percolation.

## **“АНДАГУЛ” АЛТЫН КЕНИН ӨНӨР ЖАЙЛЫКӨЗДӨШТҮРҮҮ МҮМКҮНЧҮЛҮКТӨРҮ**

Золоторудное месторождение Андагул расположено на правом берегу р. Касансай между её притоками – руч. Иштамберды-южный и Андагул (Алабукинский район, Жалалабадская область Республики Кыргызстан).

Месторождение открыто в 1954 году при поисково-съёмочных работах М1:25000

Кугалинской ПСП ЮКГЭ УГ Киргизской ССР по данным шлихового опробования и многочисленным следам коренных древних разработок (Храмков и др., 1966).

В 1966-1970 гг. Тереканской ГРП ЮКГЭ УГ Киргизской ССР на месторождении проводились поисково-разведочные работы, в ходе которых выявлен ряд минерализованных зон дробления и кварцевых жил с содержаниями золота и висмута, местами, достигающими промышленного значения. Основные подземные выработки (шт. №1 и шт. №2) оказались практически не золотоносными. Несмотря на это, месторождение Андагул по-прежнему рассматривалось, как перспективное на золото и висмут. Поисковые и разведочные работы строились на представлении о месторождении Андагул, как системе крутопадающих и вертикальных кварцевых жил и зон дробления северо-восточного и субширотного простирания (Абрахманов, 1971).

В 1979 году в связи с недостаточной изученностью месторождения и благоприятной оценкой его перспектив на месторождении начаты детальные поисковые работы силами Киргизской поисковой партии Северо-Киргизской геологической экспедиции УГ Киргизской ССР (нач. партии Б.В. Распопов, ст. геолог – Э.Д. Ногаев).

Исследования руд месторождения Андагул проводились с целью изучения технологических свойств руд и выбора способа переработки.

По минеральному составу все изученные пробы руды относятся к пирит-арсенопиритовому типу золото-сульфидной формации.

Промышленно-ценный компонент - золото, содержание которого в пробах колеблется от 8.4 до 15.6 г/т. Попутно возможно извлечение серебра (4.5-27.0 г/т).

Золото самородное ассоциирует с пиритом, арсенопиритом, кварцем, карбонатом, гидроокислами железа. В рудах развито видимое золото (свободное) и тонкодисперсное. Основная масса тонкодисперсного золота концентрируется в пирите и арсенопирите. Форма выделений свободного золота изометричная, ксеноморфная, комковидная, дендритовидная, чешуйчатая, пластинчатая.

Исследование руд месторождения Андагул на переработку проводились с применением методов: гравитационная, гравитационно– цианистая, кучное выщелачивание и цианирования.

При изучении технологических свойств руды учитывались: характеристика находящегося в руде золота; данные, полученные при изучении вещественного состава руды и практика обогащения аналогичных руд. В результате были выбраны следующие методы исследований: гравитационный, цианистый, кучного выщелачивания, флотационный.

Эксперименты по технологическим исследованиям проводились на авесках, приготовленных по общепринятой методике. Измельчение для флотационных опытов – на шаровой мельнице с поворотной осью, лабораторной отсадочной машине конструкции ЦНИГРИ, концентрационном столе марки СКО-05л, конусном гидроциклоне марки ГЛ-М.

Магнитное обогащение осуществлялось ручным магнитом Р4-5, флотация – во флотомашине ФМ ёмкостью 3 и 1 л.

Гравитационная технология обогащения.

Поскольку в руде присутствует свободное крупное золото, то целесообразно, в первую очередь, опробовать гравитационный метод обогащения [4]. Гравитация проводилась на отсадочной машине с многократной перемешкой черного концентрата отсадки на концентрационном столе в искусственно-замкнутом режиме со стальным доизмельчением промпродуктов до – 0,63 мм и – 0,16. Результаты гравитации приводятся в таблице 1, схема гравитационного обогащения – на рис. 1.

Результаты гравитации исходной руды, %

Наименование продуктов	выход	Золото	
		содержание г/т	извлечение
Гравиоконцентрат – 1,25 мм	0,19	254,4	23,0
Гравиоконцентрат – 0,63+0,00	0,27	120,0	15,4
Гравиоконцентрат – 0,16+0,00	0,74	93,1	32,8
Всего гравиоконцентрата	1,2	121,42	71,2
Хвосты гравитации	98,8	0,61	28,8
Исходная руда	100,0	2,1	100,0

Анализ результатов таблицы 1 указывает на достаточно высокую эффективность процесса гравитации: в объединённом гравиоконцентрате, содержащем 121,4 г/т золота, извлечение последнего составило 71,2 %.

Потери металла с хвостами гравитации составили 28,8 %, при содержании 0,61 г/т.

Минералогическим анализом гравиоконцентрата определено наличие магнетита и гидроокислов железа, поэтому для повышения качества гравиоконцентратов применялась магнитная сепарация, результаты которой приводятся таблице 2.

Таблица 2

Результаты магнитной сепарации гравиоконцентрата, %

Наименование продуктов	Выход от руды	Золото	
		содержание г/т	извлечение
Магнитная фракция	0,07	4,7	0,2
Немагнитная фракция	0,12	400,0	22,8
Исх. пит (грав. конц. – 1,25 мм)	0,19	254,4	23,0
Магнитная фракция	0,09	н/обн	-
Немагнитная фракция	0,18	180,0	15,4
Исх. пит (грав. конц. – 0,63 мм)	0,27	120,0	15,4
Магнитная фракция	0,20	0,4	0,1
Немагнитная фракция	0,54	127,4	32,76
Исх. пит (грав. конц. – 0,16 мм)	0,74	93,1	32,8
Всего магнитная фракция	0,36	1,1	0,2
Всего немагнитная фракция – гравиоконцентрат доводки	0,84	177,6	71,0
Итого гравиоконцентрат	1,2	121,4	71,2

Таким образом, доводка гравиоконцентрата магнитной сепарации (табл.2) позволила улучшить качество гравиоконцентрата с 121,4 г/т до 177,6 г/т золота, при минимальной потере извлечения металла 0,2 %.

В гравиоконцентрате доводки извлекалось 4,6 % серебра, при содержании – 33 г/т. Такие низкие показатели объясняются весьма малым размером минерала (сотые доли мм), трудноизвлекаемого при гравитации.

Цианирование исходной руды.

Основываясь на результатах рационального анализа, можно предположить, что одним из методов переработки может быть прямое цианирование исследуемой руды. Для определения оптимального режима цианирования были проделаны опыты по установлению необходимой тонины помола, времени цианирования и концентрации цианида.

Опыты по испытанию различной крупности показали, что в очень широком диапазоне, начиная с 45 % до 95,4 % кл. – 0,074 мм, золото в пробе цианируется практически нацело (содержание золота в кеках менее 0,1 г/т).

В последующих опытах были испытаны различные концентрации цианида и время цианирования (табл. 3) на материале более грубого помола.

Таблица 3

Крупность	45%кл.-0,074мм				-1,25мм		14%кл.-0,074мм					
	0,1	0,045			0,1	0,045	0,1	0,045	0,1	0,045	0,1	0,045
Концентрат, %	0,1	0,045			0,1	0,045	0,1	0,045	0,1	0,045	0,1	0,045
Время, час	6	2	4	6	6		12		18		24	
Содержание золота в кеке	0,1	0,1	0,1	0,1	0,1	0,1	0,1	0,1	0,1	0,1	0,1	0,1
Содержание золота в растворе	1,9	1,9	1,9	1,9	1,9	1,9	1,9	1,9	1,9	1,9	1,9	1,9
Баланс золота в руде	2,0	2,0	2,0	2,0	2,0	2,0	2,0	2,0	2,0	2,0	2,0	2,0
Извлечение, %	95	95	95	95	95	95	95	95	95	95	95	95

Результаты показывают, что исследуемая руда является весьма благоприятным объектом для переработки её методом цианирования: на руде крупностью 1,25 мм (самый грубый материал, имеющийся в наличии) при минимальной концентрации и времени агитации 6 часов получено практически полное извлечение (содержание золота в кеках ниже порога чувствительности метода – 0,1 г/т), извлечение серебра при этом составило 68,3 %.

Переработка руды методом кучного цианирования.

Кучное цианирование на малых лабораторных пробах проводится с целью предварительной оценки возможности переработки руды этим методом[7]. Метод позволяет получить приблизительные данные по извлекаемости золота, расходу реагентов, предпочтительной крупности помола, даёт некоторую предварительную характеристику просачиваемости раствора. Для уточнения всех этих параметров (при полученных удовлетворительных данных по извлечению) необходимы укрупнённые полупромышленные испытания на большеобъёмных пробах[2].

В нашем случае были опробованы две крупности – 10 и – 20 мм с соответствующими весами 7,5 и 6,5 кг. Их гранулометрическая характеристика приводится в таблице 4.

Таблица 4

Гранулометрическая характеристика проб, измельченных до различной крупности

Классы, мм	Выход, %	
	d=10 мм	d= 20 мм
20+10	2,3	36,6
10+5	36,6	19,1
5+2,5	15,3	10,9
2,5+	45,8	33,4
Всего:	100,0	100,0

Данные гранулометрии показывают, что выход мелких классов (менее 2,5 мм) значителен: это влечёт за собой довольно большую шагоёмкость руды (до 48 % на крупности – 10 мм) и может влиять на фильтрационные свойства кучи.

Кучное выщелачивание проводилось в цилиндрических перколяторах с коническим ложным днищем, оканчивающимся крапом для сброса жидкости. Подготовленный материал нужной крупности загружался в перколятор и заливался раствором цианида (0,1 %) на ночь, а в течение дня рабочий раствор медленно просачивался через слой руды. При необходимости раствор подкреплялся цианидом и щелочью до необходимой концентрации[7].

Раз в неделю раствор анализировался на содержание в нем золота методом атомной абсорбции. Процесс считался законченным при отсутствии прироста золота в растворе. Результаты, полученные при переработке руды методом кучного выщелачивания, представлены в таблице 5.

Результаты испытаний руды на пригодность к кучному выщелачиванию

Крупность, мм	10	20
Содержание золота в кеке, г/т	0,1	0,1
Содержание золота в растворе, г/т	1,9	1,9
Баланс золота в руде, г/т	2,0	2,0
Извлечение золота в растворе, %	95	95
Расход камня цианистого, кг/т	1,2	0,7
Расход извести, кг/т	10,0	7,0

Полученные результаты показывают, что извлечение золота методом перколяции даёт весьма удовлетворительные показатели: извлечение на крупности – 20 мм достигает за 14 сутки более 95 %, серебра – 47 %. Можно отметить несколько высокие расходы реагентов вероятно из-за присутствия заметного количества соединений двухвалентного железа.

Анализ сводных показателей обогащения по испытанным технологиям.

При изучении обогатимости руды были испытаны следующие технологии: гравитационная, гравитационно-цианистая, кучного выщелачивания, цианистая и гравитационно-флотационная[1.3.5.6]. В таблице 6 приводятся показатели обогащения по наиболее эффективным технологиям.

Таблица 6

Сводные показатели по переработке руды, %

Технология обогащения	Наименование продукта	выход	Золото		Примечание
			Содержание, г/т	Извлечение	
Гравитационная	Суммарный гравеоцентрат	0,92	193,2	84,6	
	Хвосты гравитации	99,08	0,32	15,4	
	Руда	100,0	2,1	100,0	
Гравитационно - цианистая	Гравиоцентрат	0,92	193,2	84,6	Выщелачивание хвостов гравитации при $C_{KCN}=0,045\%$ в течение 2 час
	Золотосодержащий раствор	-	-	10,6	
	Всего извлечено золота	-	-	95,2	
	Руда	100,0	2,1	100,0	
Кучное выщелачивание	Золотосодержащий раствор	-	-	95,0	$C_{KCN}=0,045\%$ , расход KCN – 0,7кг/т, Расход CaO – 7 кг/т, d=20мм
	Кек выщелачивания	-	0,1	5,0	
	Руда	100,0	2,0	100,0	
Цианирование	Золотосодержащий раствор	-	-	95,0	$C_{KCN}=0,045\%$ , t=6 час, d=1,25 мм (14% кл-0,074 мм)
	Кек цианирования	-	0,1	5,0	
	Руда	100,0	2,0	100,0	

Сопоставив данные таблицы 6, можно сделать вывод о высокой степени обогатимости руды. Очень эффективной оказались гравитационная технология. При этом в гравиоцентрат, содержащий 193,2 г/т золота, извлечено 84,6 % металла.

Цианирование хвостов отсадки позволяет почти полностью извлечь золото из руды

(содержание золота в кеке цианирования предела чувствительности анализа) [1].

Кучным выщелачиванием (крупность материала – 20 мм) и цианированием при крупности 1,25 мм извлекается более 95 % золота.

Учитывая высокую эффективность всех испытанных технологий, считаем, что несмотря на возможное экономическое преимущество кучного выщелачивания, приоритет при выборе технологии обогащения тонной руды, возможно следует отдать гравитационной, принимая во внимание её экологическую эффективность.

**Выводы:** На основании изучения вещественного состава и технологических свойств руды были сделаны выводы:

1. Исследуемая проба является золотосодержащей убогосульфидной полево шпат кварцевой рудой.

2. Промышленно-ценным компонентом в руде является золото самородное (2,0 г/т), попутным – серебро(6г/т).

3. Золото самородное, светло и ярко-жёлтого цвета, пробность -882, размер золотинок колеблется от тысячных до десятых долей мм.

3.1. По размерам встреченные золотины классифицируются (классификация Н.В. Петровской(6) на:

1. Тонкодисперсное	1-10 мк	15 %
2. Пылевидное	0,01-0,05 мм	31 %
3. Очень мелкое	0,05-0,1 мм	19 %
4. Мелкое	0,1-0,9 мм	35 %

Отмечаются сростки золота с полевым шпатом, кварцем, слюдой, кальцитом, магнетитом, гематитом.

3.2. Рациональным анализом при крупности руды 97,5% класса – 0,074 мм, установлено наличие свободного золота – 69%, цианируемого(в сростках) – 26%, т.е. прямым цианированием извлекается 95% золота, находящегося в руде.

4. Нерудные минералы представлены в основном: полевым шпатом (андезит, ортоклаз, микроклин) – 53,0%, кварцем – 25%, кальцитом – 7,0%, слюдой – 6,0%, амфиболом, пироксеном.

Рудные – гидроокислами железа – 2,28%, магнетитом – 1,5%. Пирит, антимонит, арсенопирит и халькопирит в сумме не превышают – 0,11%.

5. В процессе изучения технологических свойств руды выявлена высокая степень её обогатимости.

5.1. Гравитационная технология, включающая отсадку, перечистку его концентрата на столе, контрольную гравитацию хвостов отсадки и стола в короткокonusном гидроциклоне доводку гравитационных концентратов магнитной сепарацией, позволяет извлечь 84,6% золота в гравеоцентрат, содержащий 193,2 г/т металла. Содержание мышьяка в гравеоцентрате – 0,39%, что находится в допустимых ТУ пределах.

5.1.1. Кратковременное (2 часа) цианирование хвостов гравитации, содержащих 0,32 г/т, позволяет практически полностью доизвлечь золото, (содержание металла в кеке цианирования ниже предела чувствительности анализа). Сквозное извлечение золота по гравитационно-цианистой технологии – 95,0%.

5.2. Прямое цианирование руды при её крупности 1,25 мм за 6 часов и кучное выщелачивание (метод перколяции) руды крупностью 20 мм также позволяет извлечь золота 95%, (в кеках цианирование металл присутствует в количестве ниже предела чувствительности), (таблица 3, 4) за ориентировочное время около 14 суток.

5.3. Попутное извлечение серебра при этом составило: в процессе гравитации – 4,6%, по гравитационно-цианистой технологии – 68,3%, кучного выщелачивания – 47,0% и цианирования руды – 68,3%.

5.4. Учитывая выраженный гравитационный характер золота в руде, флотационному обогащению были подвергнуты только хвосты гравитационного цикла обогащения. При этом установлено, что в силу преимущественной ассоциации золота с нерудными минералами, флотацией не достигнуто таких же высоких показателей как при их цианировании.

5.5. Таким образом, в результате проведённых лабораторных технологических исследований установлено, что золотосодержащее месторождение Андагул является легкообогатимым и может перерабатываться по не сложным технологиям с получением высоких показателей. Заслуживают внимания гравитационная схема обогащения и кучное выщелачивание руды. При выборе технологии переработки руды необходимо учесть как технико-экономические факторы, так и экологические.

### **Список литературы**

1. Абрамов, А.А. Флотационные методы обогащения. - М.: Недра, 1984. 383 с.
2. Авдохин В.М., Абрамов А.А. Окисление сульфидных минералов в процессах обогащения: - М.: Недра, 1989. 264 с.
3. Барченков В.В.. Основы сорбционной технологии извлечения золота и серебра из руд. «Металлургия», 1982. 342 с.
4. Верхотуров, М.В. Гравитационные методы обогащения: учеб. для вузов М.: МАКС Пресс, 2006. - 352 с.
5. Зеликман А.Н., Коршунов Б.Г. Metallургия редких металлов. - М.-1991. 316 с.
6. Зеленов В.И. Методика исследований золото и серебросодержащих руд. М.: Недра, 1982. 184 с.
7. Седельникова, Г.В. Кучное выщелачивание перспективный способ переработки техногенного золотосодержащего сырья / Г.В.Седельникова, Г.С.Крылова, Н.И.Королев, В.И. Зеленов, В.Н. Елисеев, Е.Е. Савари //Рудыи металлы, №5, 2000,- С. 63-65.