

УДК 622.775

А.И. Заболоцкий, Ю.В. Докукин

**ПЕРВЫЙ В РФ ОПЫТ ПРОМЫШЛЕННОЙ ДОБЫЧИ
ЗОЛОТА СПОСОБОМ ПОДЗЕМНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ
ИЗ ЗОЛОТОНОСНЫХ КОР ВЫВЕТРИВАНИЯ
ГАГАРСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ**

С 1994 года в Свердловской области на Гагарском золоторудном месторождении ведется уникальный эксперимент по добыче золота способом подземного выщелачивания (ПВ). Результаты эксперимента на сегодняшний день однозначно положительны. Из непригодных для других способов отработки руд в коре выветривания добыто более 600 кг золота. Среднее содержание в отработываемых блоках составляет 0,5-2,0 г/т. Проект опытно-промышленной отработки получил положительное заключение Государственной экологической экспертизы. Отработка сопровождается всесторонним мониторингом окружающей среды под контролем всех заинтересованных органов. Опасных воздействий не установлено. Запасы золота в коре выветривания Гагарского месторождения апробированы в ГКЗ. Вслед за гагарским проектом в Свердловской области начались работы по ПВ золота еще на трех месторождениях: Маминском, Верхотурском и Долгий Мыс.

Геологическая характеристика Гагарского золоторудного месторождения. Гагарское золоторудное месторождение расположено на восточном склоне Среднего Урала, в 44 км от г. Екатеринбург. Золотоносная

залежь представлена метасоматитами кварц-альбит-серицитового состава (березиты), приуроченными к sill-образной дайке плагиогранитов. По условиям залегания, вещественному составу руд, технологическим свойствам и горнотехническим условиям отработки месторождение разделяется на две части. Нижняя часть представлена первичными рудами, образующими крутопадающие пласто- и линзообразные залежи в линейно вытянутых (600-800) субпараллельных зонах. Золото в рудах, преимущественно, самородное в виде тонкодисперсной вкрапленности в кварце, сериците и сульфидах. Содержание сульфидов составляет 1-2 %. Концентрация золота колеблется от десятых долей до 25-35 г/т. Оцененные запасы первичных руд со средним содержанием 3,5-4,0 г/т до глубины 250 м составляют первые десятки тонн. Освоение этих запасов в современных экономических условиях проблематично.

В зоне аэрации золотоносные березиты выветрились, превратившись в менее контрастную по содержаниям золота пластообразную залежь, мощностью 30-60 м (рис. 1). В плане и разрезе при бортовом содержании 0,3 г/т залежь представляет собой сплошное тело. В плане внутреннее строение залежи характеризуется

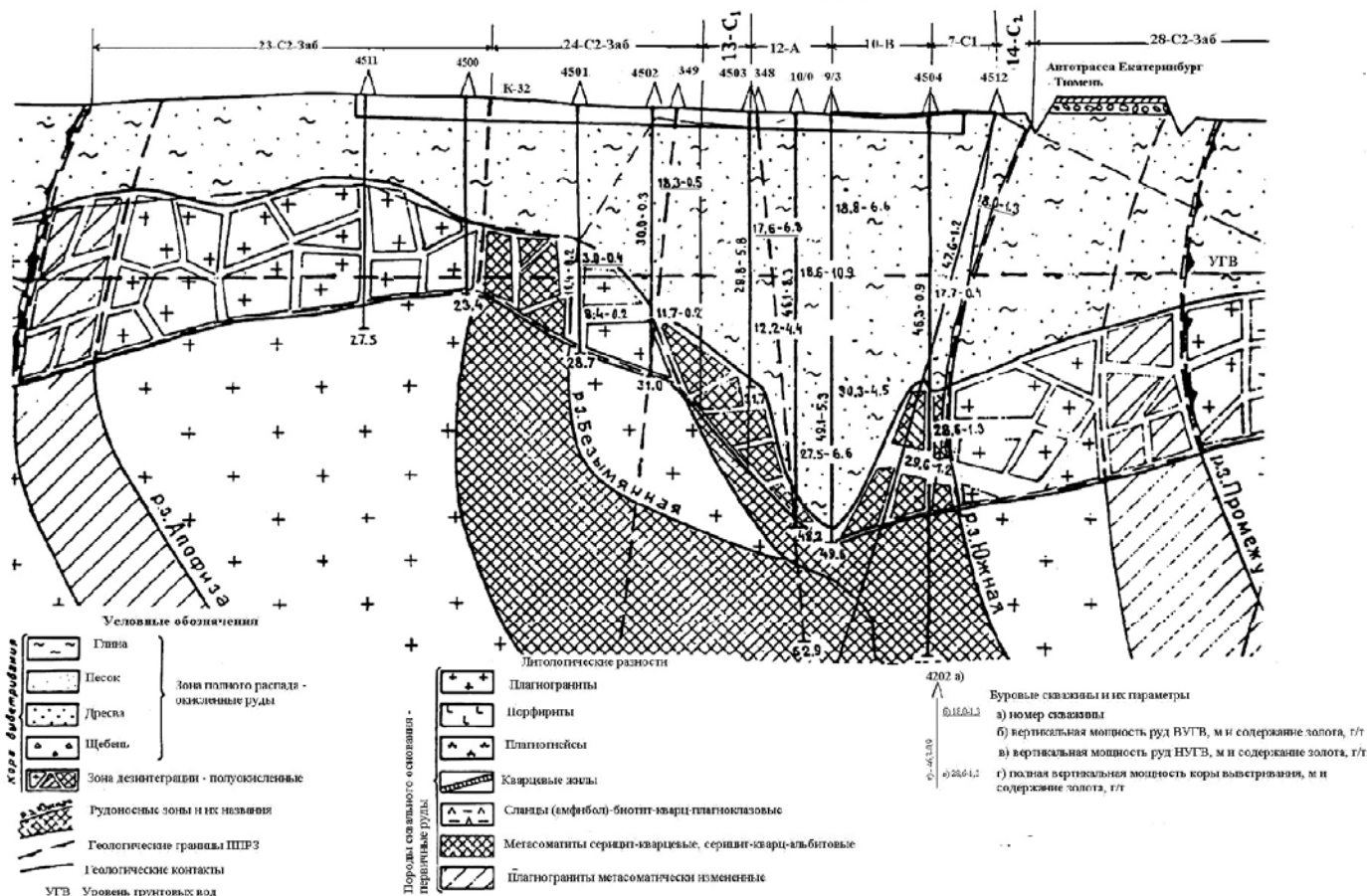


Рис. 1. Геологический разрез приповерхностной пластовой рудной залежи Гагарского месторождения по линии 45. Масштаб – 1:250.

наличием полосы более богатых руд, окаймленной более бедными. В разрезе более богатые участки выделяются как крутопадающие тела без чётких границ. Руды в коре выветривания представляют собой самостоятельный природный тип, имеющий специфические свойства и условия залегания:

- крутопадающие компактные тела первичных руд в коре выветривания трансформированы в пластообразную залежь с более бедными и неконтрастными рудами;

- руды в коре выветривания относятся к бедным и убогим, среднее содержание составляет 0,5-2,0 г/т;

- золото также тонкодисперсное, более вскрытое, но, тем не менее, более 80% его находится в сростках;

- по совокупности свойств руды коры выветривания являются труднообогатимыми;

- в коре выветривания выделяется два типа руд, связанных с зоной полного химического разложения (песчано-глинистые руды) и зоной дезинтеграции (дресвяно-песчано-глинистые, шепнистые руды);

- по химическому составу породы характеризуются как алюмосиликатные (69-75 % SiO_2 , 11-13 % Al_2O_3), бескарбонатные (0,1-0,2 % CO_2), бессульфидные (< 0,1 % $S_{\text{сульф}}$), практически стерильные по органическому веществу;

- основными минералами зоны полного химического разложения являются кварц, серицит, каолинит, гидрослюда, гетит, халцедон, монтмориллонит. В зоне дезинтеграции присутствуют также неразложенные минералы первичных пород.

- состав руд характеризует их как малоокислородные (1-2 кг/т), с низкой восстановительной ёмкостью (< 1 кг/т), с низкими адсорбционными свойствами.

Золотоносная кора выветривания является объектом отработки способом ПВ.

Гидрогеологические и экологические условия месторождения.

Месторождение обводнено горизонтом. В коре выветривания месторождения развит единый водоносный горизонт, имеющий поровый тип вод в первичных рудах и трещинный в зоне дезинтеграции. Верхняя часть месторождения – необводнена, уровень подземных вод находится на глубине 18-21 м. Наибольшей водообильностью и вопродимостью в коре выветривания обладает зона дезинтеграции ($K_f \sim 9,0$ м/сут). Низкие фильтрационные свойства (0,19-0,25 м/сут) имеют песчано-глинистые разности коры выветривания. Подстилающие кору выветривания скальные породы имеют спорадическую проводимость по трещинам, в основной своей массе являясь водоупорными.

Источником питания подземных вод являются атмосферные осадки. Поверхность подземных вод плавно копирует рельеф местности. Естественный поток спокойный, но направлен в сторону водозаборов вкострости рудной зоны. Уклон поверхности составляет 0,005 – 0,008 в сторону р. Пышма.

Площадь Гагарского месторождения расположена в краевой части одновременного месторождения подземных вод питьевого качества, эксплуатируемого для водоснабжения г. Заречного. Производительность скважинных водозаборов до 140 м³/час. Ближайшие водозаборные скважины находятся на расстоянии 1,5 км от участка ПВ.

В геотехнологическом плане полный профиль коры выветривания и руды в зоне дезинтеграции представляют собой два разных технологических типа. По горизонтали также

имеются существенные различия в фильтрационных свойствах на одном гипсометрическом уровне: от аномально высоко проницаемых прокварцованных сильно трещиноватых скальных останцов до слабопроницаемых высоко глинистых разностей. Геотехнологический тип разреза для Гагарского месторождения можно охарактеризовать как «приповерхностная пластообразная частично обводненная залежь с закономерно возрастающими сверху вниз фильтрационными свойствами от существенно глинистых пород вверху, дресвяно-песчано-глинистых в средней части до щебнистой и трещиноватой зоны дезинтеграции».

Соотношение глубины развития коры выветривания и положения УГВ предопределило выделение двух подтипов разреза: первый с равноценным соотношением руд выше УГВ и ниже УГВ, второй - с преобладанием необводненных руд.

Характеристика технического комплекса ПВ. Способ ПВ основывается на системе отработки, технологической схеме выщелачивания и переработки растворов и схеме цепи аппаратов.

Геолого-гидрогеологические особенности объекта отработки предопределили создание трех *систем отработки*: инфильтрационной, фильтрационной и комбинированной. При этом разные технологические сорта руд выщелачиваются единой системой отработки.

Главным отличительным признаком фильтрационной, комбинированной и отчасти фильтрационной системы является субвертикальная направленность движения растворов. Для достижения управляемой и равномерной во времени и пространстве проработки массива закачка подача выщелачивающих растворов ведется пер-

воначально в слабопроницаемые руды, залегающие в верхней приповерхностной части месторождения. Улавливание сформировавшихся продуктивных растворов происходит в зоне хорошо проницаемых дезинтегрированных и трещиноватых руд, локализованных на нижних горизонтах окисленных руд коры выветривания.

Система инфильтрационного выщелачивания заключается в подаче закачных растворов через инфильтрационные каналы и откачке через откачные скважины. Система применена в блоках, где основная часть руды (60-80 %) локализуется выше уровня грунтовых вод (ВУГВ), а ниже уровня грунтовых вод (НУГВ) залегают преимущественно хорошо проницаемые полуокисленные руды. Равномерность проработки горнорудной массы выше УГВ достигается за счет плотности сети каналов и конструкции дренирующего слоя. Интенсификация процесса, а также доработка блоков для более полного извлечения металла достигается за счет бурения дополнительных скважин упрощенной конструкции, а также устройства каналов иной ориентации. Инфильтрационная система на объекте преобладает.

Фильтрационная система предусмотрена для отработки массивов руд с однородными фильтрационными свойствами ниже УГВ, при полностью безрудной необводненной части. Данная система состоит из чередующихся рядов закачных и откачных скважин с квадратной ячейкой 10×10 м с одноуровневым расположением фильтров. Такие условия на площади отработки весьма локальны, поэтому широкого применения данная система не нашла. Такая система используется на стадии доработки глубокозалегающих блоков через систему откачных скважин, которые попеременно переводятся в режим закачки.

Комбинированная система предназначена для одновременной обработки слабопроницаемых песчано-глинистых окисленных (обводненных и необводненных) и хорошо проницаемых полуокисленных руд. Для проработки необводненной части руд используются инфильтрационные каналы, для подачи в обводненную часть разреза - закачные скважины. Данная система работает на блоке в наиболее продуктивной части месторождения с глубоким врезом коры выветривания, принося основную долю добычи.

Исключение утечек растворов, вследствие влияния естественного потока для всех систем достигается следующими решениями:

- комбинированным рядом скважин (откачных и закачных) в крайнем блоке по направлению естественного потока;
- зигзагообразным откачным рядом, крайним по направлению потока;
- барражным рядом (для нагнетания чистой воды) за пределами блока по направлению потока;
- инфильтрационная система со смещенным по потоку откачным рядом.

В течение 14 лет эксплуатации заштатных утечек зафиксировано не было. На практике барражный ряд практически не использовался, использовались только смещенные откачные скважины.

В целом, работоспособность систем в конкретных условиях удовлетворительная. Об этом свидетельствует стабильное поступление золота из недр. Тем не менее, очень высокий показатель Ж/Т для достижения проектного уровня извлечения объясняется не только упорностью руд, но и недостатками системы обработки, которая допускает условно холостую циркуляцию растворов.

В соответствии с технологической схемой руда на месте залегания обрабатывается выщелачивающими растворами, приготовленными путем растворения хлор-газа в оборотных растворах (первоначально в пластовой воде). Образующиеся продуктивные растворы эрлифтом поднимаются на поверхность из откачных скважин. Эрлифтный воздух, загрязненный отдуваемым остаточным хлором, направляется на очистку в абсорбере насадочного типа. Растворы после осветления в отстойнике подаются на сорбционные колонны с активированным углем. Обеззолоченные растворы (маточники) после осветления в отстойнике подаются на хлорирование. Хлорируется дозируемая часть раствора, которая затем смешивается с холостыми маточниками и маточниками, частично насыщенными хлором в абсорбере насадочного типа. Смешанные таким образом растворы подаются на закачку в недра. Насыщенный золотом уголь высушивается, обезмеркурируется, озоляется и подвергается плавке в композитном составе. Сплав Доре с высоким содержанием золота (95-98 %) направляется на аффинаж.

Технический комплекс ПВ включает геотехнологический полигон (система скважин и каналов, трубопроводы), узел переработки продуктивных растворов (отстойники, сорбционные колонны), и хлораторную, насосную и компрессорную, цеховую лабораторию. Энергетическое обеспечение осуществляется от КТП – 250 KWA. Все оборудование, соприкасающиеся с растворами, выполнено в защитном исполнении (полиэтилен, титан, гуммировка и т.д.).

Контроль расхода растворов ведется индукционным расходомером (общий расход), ежедневными объемными замерами расходов по всем

скважинам, блокам и колоннам. В цеховой лаборатории контролируются показателями pH и Eh, содержание активного хлора и золота. Анализы экологического контроля выполняются в специализированных лабораториях.

Анализ показателей отработки месторождения. Промышленной отработке руд в коре выветривания на Гагарском месторождении предшествовали стадии опытных и опытно-промышленных работ. До начала опытных работ ПВ на месторождении было проведено гидродинамическое моделирование процесса ПВ с использованием нейтральных индикаторов. Результаты показали управляемость процесса, после чего было получено разрешение на проведение опытных работ с активными растворами с попутной добычей.

На опытной стадии работы проводились на двух ячейках, состоящих из одной откачной скважины и четырех закачных, а также инфильтрационных траншей. На опытной стадии определялась принципиальная возможность отработки руд способом ПВ и оценивался уровень основных технологических показателей. На опытных ячейках 8-0 и 12-0 достигнута степень извлечения, соответствующая уровню традиционных требований к способу ПВ. Удельные расходы реагентов, материалов, электроэнергии, затрат труда по опытным ячейкам показали возможность ведения процесса с достаточно низкой себестоимостью и целесообразность перехода к опытно-промышленным работам.

На опытно-промышленной стадии добыча велась на трех блоках. На блоке БПВ-1, где подавляющая часть запасов сосредоточена ниже УГВ, использовались рядная скважинная фильтрационная система отработки с квадратной ячейкой 10х10 м. Закачка

велась в 12 закачных скважин, а откачка из 6-ти откачных. Фильтры закачных скважин были расположены как в необводненной, так и в обводненной частях разреза, в интервале слабопроницаемых руд. Фильтры откачных скважин установлены в хорошо проницаемых интервалах с выходом в песчано-глинистую часть. Система предназначена для отработки преимущественно обводненных руд.

На блоке БПВ-2 задействована аналогичная система, но необводненная часть разреза орошалась через поперечные блоку инфильтрационные каналы, пройденные через 2-2,5 м. На этом блоке соотношение запасов ВУГВ и НУГВ равнозначно. Эта комбинированная система предназначена для отработки всей рудной массы. Закачка велась как в закачные скважины, так и в инфильтрационные каналы, откачка из 7-ти откачных скважин.

На блоке БПВ-3, где кора выветривания развита, преимущественно, выше УГВ, использована система комбинаций откачных скважин и закачных каналов (инфильтрационная система). Закачка велась только в инфильтрационные траншеи, а откачка из 5-ти откачных скважин.

Выщелачивание проводилось по оксихлоридной схеме с концентрацией активного хлора 0,3-0,6 г/л. Золото из растворов извлекалось по механизму сорбции-цементации на активированных углях различных марок (АРВ, АБДК, АГ-3).

Степень извлечения золота из опытно-промышленных блоков БПВ-1,2 уже к 2002 году достигла уровня 50-60 %, соответствующего проектному. Один из важнейших определяющих экономику показателей – удельный расход хлора, составил 0,76-1,33 кг/г. Такой уровень предполагает затраты на хлор не более 5 % от стоимости золота, что является весьма

низким показателем. В совокупности достигнутые результаты позволили перейти предприятию к промышленной отработке месторождения.

В период промышленной отработки участок включал 11 блоков, 6 из которых с балансовыми запасами, 5 – с забалансовыми. Характеристика промышленного участка приведена в табл. 1. Общая площадь участка ПВ составляет 17648 м². Среднее содержание в целом по участку составляет 1,2 г/т, по балансовым рудам – 2,0 г/т, по забалансовым – 0,5 г/т. Таким образом, по среднему содержанию золота в рудах участок практически не имеет аналогов в практике добычи среди золоторудных месторождений. Среднее содержание в забалансовых блоках тем более претендует на уникальность для отечественной практики добычи из золоторудных объектов.

Блоки ПВ вводились в отработку последовательно:

- БПВ - 1 - 1994-95 г.,
- БПВ – 2,3 – 1995-96 г.,
- БПВ – 4 – 1997-98 г.,
- БПВ – 5 – 2001 г.,
- БПВ – 6 – 2002 г.,
- забалансовые блоки 1999-2004 г.

До начала стабильной работы очередного блока он в течение какого-то времени, иногда до года, находился в стадии закисления и мог работать периодически. Практиковалось также уплотнение и изменение сети откачных скважин, а также инфильтрационных траншей. Первоначально забалансовые блоки вводились в работу с целью перехвата утечек технологических растворов с остаточными концентрациями полезного компонента. В дальнейшем забалансовые блоки стали нормальными добычными единицами.

Количество работающих скважин в блоках постоянно менялось в зависи-

мости от содержания золота в продуктивных растворах или необходимости изменения гидродинамического режима на блоке. Всего в разные годы была задействовано 71 откачная скважина и 18 закачных. Аналогично, количество канав, их расположение ежегодно менялось для наиболее полного выщелачивания в зоне аэрации. За время отработки участка было сооружено свыше 7940 п.м. инфильтрационных канав общей площадью 6353 м². Степень покрытия рудной площади канавами составляет, таким образом, 36 %. Ежегодно на всех блоках ПВ, введенных в эксплуатацию, сооружали канавы в направлении, перпендикулярном к сооруженным канавам в предыдущем году.

В целом парк откачных и закачных модулей на участке по производительности был всегда выше, чем реальная производительность участка.

Это позволяло оперативно менять конфигурацию выщелачивающих потоков. Производительность откачных скважин варьировала от 0,5 до 2,2 м³/ч. Производительность участка составляла 800-1000 м³/сут, причем максимальная приходилась на теплое время года.

Основные технологические показатели в хронологическом порядке всего участка с разделением на балансовые и забалансовые блоки приведены в табл. 2. На рис. 2 приведены графики основных показателей в зависимости от Ж/Т. Отработка велась растворами с содержанием хлора в первый год на уровне 0,6-0,7г/л, далее - 0,3-0,4г/л. Кислотность продуктивных растворов в течение анализируемого периода закономерно снижалась от 3,5 до 2,3. ОВП растворов поддерживался на уровне не ниже 1140 мв.

398 Таблица 1
Геологическая характеристика блоков ПВ.

№ п/п	№ блока	S руды, м ²	M руды, тыс.т	Экономические сорта руд	Площадная продуктивность, г/м ²	Среднее содержание, г/т			Запасы, Кг		
						Au	Ag	Hg	Au	Ag	Hg
1	БПВ-1	740,8	60,79	богатые (Au >3,0 г/т)	350,4	3,8	17,7	6,6	259,6	1209,2	450,9
2	БПВ-2	1159	84,58	рядовые (Au 0,8-3,0 г/т)	116,7	1,6	11,7	1,9	135,3	329,8	160,6
3	БПВ-3	1313,5	73,75	рядовые, (Au 1,5-3,0 г/т)	114,3	2,0	11,8	0,43	150,1	885,6	32,2
4	БПВ-4	1097,9	69,25	рядовые (Au 0,8-1,5 г/т)	146,7	2,3	9,3	0,5	161,1	651,4	35,0
5	БПВ-5	976,3	45,51	бедные, (Au 0,8-1,5 г/т)	56,0	1,1	5,1	0,8	54,7	253,6	39,7
6	БПВ-6	1820,7	72,21	бедные, (Au 0,8-1,5 г/т)	20,2	0,5	6,0	1,1	36,8	443,1	77,8
Итого:		7108,2	406,09		112,2	2,0	8,9	1,9	797,6	3772,7	796,2
7	22 C ₁ заб.	1821,0	64,33	убогие (Au < 0,8 г/т)	11,1	0,3	2,3	0,4	20,2	147,4	27,1
8	23 C ₂ заб.	4180,3	145,14	убогие (Au < 0,8 г/т)	19,7	0,6	2,0	0,2	82,4	264,2	18,9
9	24 C ₂ заб.	1238,6	70,41	убогие (Au < 0,8 г/т)	22,8	0,4	2,6	0,6	28,3	188,4	47,4
10	25 C ₂ заб.	2028,8	87,01	убогие (Au < 0,8 г/т)	27,3	0,6	4,1	0,3	55,5	54,3	3,5
11	27 C ₂ заб.	1271,0	68,00	убогие (Au < 0,8 г/т)	21,9	0,4	3,0	0,5	27,8	202,4	35,1
Итого:		10539,7	434,89		20,3	0,5	2,5	0,4	214,2	856,3	132,0
Всего:		17647,9	840,98		57,3	1,2	5,5	1,1	1011,8	4629,0	928,2

Таблица 2
**Основные технологические показатели
отработки участка ПВ**

Показатели/год	1994	1995	1996	1997	1998	1999	2000	2001	2002	2003	2004	2005	2006	2007
Объем технологических растворов, тыс. м ³														
Балансовые блоки	5,2	75,3	147,4	240,6	365,9	510,7	787,1	1052,3	1332,1	1649,7	1927,7	2197,4	2453,6	2691,9
Забалансовые блоки						7,04	29	45,7	115,1	147,4	200,8	252,6	301,8	347,5
Всего по участку	5,2	75	147	241	366	518	816	1098	1447	1797	2129	2450	2755	3039
Отношение Ж:Г														
Балансовые блоки	0,01	0,19	0,36	0,59	0,90	1,28	2,01	2,70	3,56	4,43	5,24	6,0	6,8	7,5
Забалансовые блоки	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,02	0,07	0,11	0,26	0,34	0,46	0,58	0,69	0,80
Всего по участку	0,01	0,09	0,18	0,29	0,44	0,62	0,97	1,31	1,72	2,14	2,53	2,91	3,28	3,61
Содержание Au, мг/л														
Балансовые блоки	3,23	0,52	0,41	0,55	0,48	0,53	0,50	0,39	0,34	0,29	0,27	0,26	0,23	0,17
Забалансовые блоки						0,54	0,26	0,23	0,18	0,14	0,15	0,15	0,16	0,15
Всего по участку	3,23	0,52	0,35	0,42	0,49	0,54	0,49	0,4	0,36	0,3	0,28	0,27	0,24	0,18
Извлечение Au (%) из недр.														
Балансовые блоки	4,4	6,8	9,3	21,1	26,3	35,2	42,1	46,7	51,1	56,2	59,9	67,10	69,10	72,40
Забалансовые блоки						1,5	5,0	7,1	7,7	8,9	12,8	16,8	21	25,5
Всего по участку	4,4	6,83	7,72	18,2	19,8	23,2	33,8	39,9	43,5	48,97	53,5	56,5	59,0	62,5
Удельный расход хлора (кг/г).														
Балансовые блоки	0,29	1,16	1,44	1,00	1,14	0,96	1,06	1,15	1,18	1,24	1,27	1,33	1,38	1,42
Забалансовые блоки						1,11	1,68	1,88	1,92	2,23	2,0	2,09	2,1	2,0
Всего по участку	0,29	1,08	1,42	0,94	1,02	0,94	1,00	1,08	1,10	1,15	1,19	1,24	1,29	1,33
Удельный расход хлора (кг/г).														
Балансовые блоки	0,01	0,07	0,15	0,23	0,35	0,52	0,75	0,94	1,11	1,30	1,46	1,52	1,55	1,63
Забалансовые блоки						0,02	0,04	0,06	0,12	0,15	0,19	0,22	0,28	0,31
Всего по участку	0,05	0,2	0,27	0,43	0,5	0,42	0,5	0,57	0,7	0,82	0,87	0,92	0,97	1,06

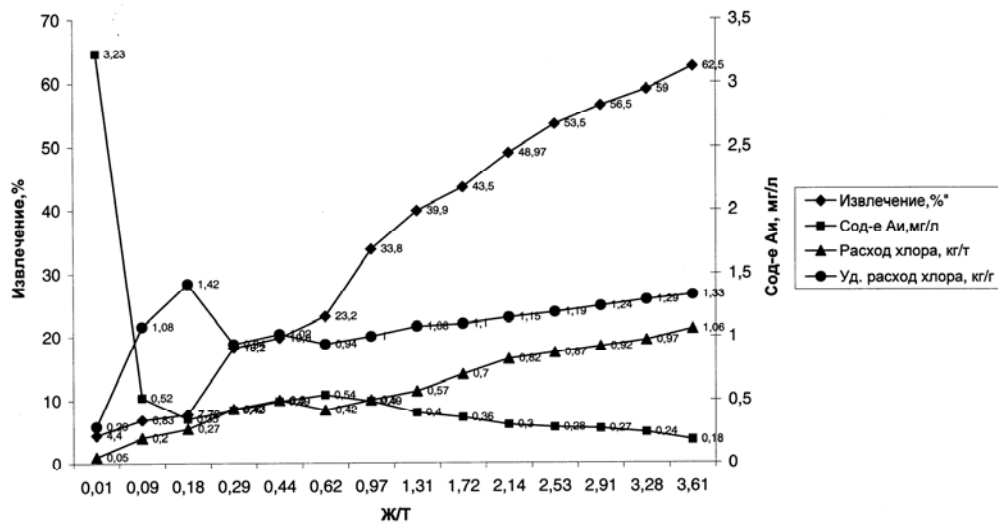


Рис. 2. Основные технологические показатели участка ПВ

Конечные показатели обработки характеризуют проект как весьма успешный. Степень извлечения по балансовым блокам и по участку в целом достигла уровня, превышающего проектный (56 %), вполне соответствует промышленной практике обработки другими способами и продолжает расти. Расход выщелачивающего реагента весьма низок. При существующем соотношении цены хлора и золота удельный расход 1,3 кг/г в структуре себестоимости дает не более 5 % от стоимости золота. Например, при ПВ урана предельными считаются расходы на реагент на уровне 30 % от стоимости товарного продукта.

Показатели обработки забалансовых блоков также можно считать вполне приемлемыми для экономически эффективной обработки. Содержание золота в растворах на конец анализируемого периода остается на приемлемом экономическом уровне. Тенденция его снижения может позволить продолжать процесс еще как минимум два года. За это время степень извлечения золота может дос-

тигнуть 35 %. Уровень удельного расхода хлора и отсутствие очевидной тенденции его роста также позволяет продолжать обработку.

Показатель Ж/Т в целом по участку вполне соответствует приемлемому уровню для способа ПВ. Очевидно, необычно высокий уровень Ж/Т по балансовым блокам завышен из-за неверной методики расчета. Это справедливо и для Ж/Т по опытно-промышленным блокам и опытным ячейкам.

Технические показатели обработки характеризуются следующими параметрами:

- удельный расход сжатого воздуха для раствороподъема закономерно снижался с 40 до 8,5 м³ на 1 м³ раствора за счет совершенствования конструкции эрлифтов;

- расход электроэнергии в ходе обработки вырос примерно в два раза: с 7,0 до 15,5 квт* час на 1 г золота;

- затраты буровых работ на вскрытие руды составили в конечном итоге 15,0 пог. м на 1 кг подготовленных запасов,

- расход п/э труб – 35 пог. м на 1 кг запасов,
- расход угля 200 кг/кг добытого золота,
- трудозатраты – 2,6 чел*мес на 1 кг добытого золота,
- расход ГСМ – 0,15 кг/г,
- переработка концентратов – 0,1 г/г.

Все технические показатели также свидетельствуют о высокой экономической эффективности процесса. Так, расход электроэнергии, основная доля которой тратилась на раствороподъем, на конечный период эквивалентен затратам 30-40 руб. на 1 грамм золота. Расходы на бурение получаются также незначительными – 20-30 руб. на 1 г добытого золота. Зарплата персонала не превышает 10 % от стоимости продаваемого золота.

Золото из растворов извлекалось сорбцией-цементацией на активированный уголь различных марок. После определенного этапа поисков выбран уголь марки АГ-3. Степень извлечения золота из растворов на начальном этапе была весьма низкой – около 70 %. К концу отработки этот показатель в основном за счет улучшения технологической дисциплины доведен до 96 %.

Нарушителем технологического благополучия на участке является ртуть, сопутствующая золоту в рудах. Ее содержание в рудах в 4-5 раз выше золота. Ртуть легко выщелачивается из руд. Выходные кривые по ртути в откачных скважинах, в целом, повторяют закономерности, характерные для золота. Подключение новых ячеек и блоков вызывали очередное повышение содержания ртути в растворах. Общая же тенденция – снижение содержания по мере отработки блоков. Содержание ртути снизилось от ~ 16-18 на начальном этапе до ~ 1-

0,5 мг/л на конец 2007 года. Ртуть выводится из растворов вместе с золотом на уголь. Наличие золота в угольном концентрате потребовало разработать дополнительную технологическую операцию при переработке угля – предварительную демеркуризацию концентрата. После демеркуризации уголь озоляется, зола поступает в плавку.

Серебро в рудах содержится в малых количествах. Отношение Ag/Au в среднем по месторождению составляет 4:1. Промышленного интереса такие содержания не представляют. Технология выщелачивания не предполагает перевод серебра в раствор. Однако, по мере накопления хлорид-иона в оборотных растворах, серебро начало переходить в раствор. К концу анализируемого периода содержание серебра в растворах достигло 0,1-0,15 мг/л. В товарной продукции серебро уже фиксируется как попутный компонент. В стоимостном выражении доля серебра составляет 1-2 %.

Геотехнологические свойства выщелачиваемых руд и пород: кислотоемкость и восстановительная емкость в целом позволяют вести процесс и при более низких концентрациях хлора. Сложные геолого-гидрогеологические условия обрабатываемого блока являются причиной широкого диапазона остаточных содержаний хлора в растворах - от 0 до 150 мг/л (среднее 80 мг/л). В блоках, с более равномерным литологическим составом руд хлор расходуется более полно, в ячейках с прослоями аномально-высокой водопроницаемости наблюдаются проскоки высоких концентраций хлора в откачку.

Подавляющая часть остаточного хлора гасилась на угле до хлорид-иона, снижая, таким образом, восстановительную емкость активированного угля по золоту. Хлор, выделившийся в

газовую фазу за счет отдувки при эрлифтном раствороподъеме, используется вторично путем поглощения его маточными растворами сорбции.

Особого внимания заслуживает такой показатель как время отработки. От начала эксплуатации первых ячеек и блоков прошло 14 лет, но за это время ни одна из откачных скважин полностью не выведена из эксплуатации. Можно говорить о том, что отсутствие опыта ПВ в корях выветривания было причиной несовершенства систем отработки, режимов выщелачивания, технологических схем, что и привело к столь длительному времени отработки. Но, очевидно и другое – ускорить отработку можно лишь частично. Высокая литолого-фильтрационная неоднородность кор выветривания требует длительного времени выщелачивания. Интенсификация процесса выщелачивания за счет дополнительных расходов на сгущение сети, увеличения концентрации выщелачивающих реагентов может существенно обременить экономику процесса. Время отработки, таким образом,

является одним из главных параметров, регулирующих экономику процесса. Количественно срок отработки может быть определен только в результате натурных испытаний.

Резюмируя, можно констатировать, что результат первого в мире опыта промышленной отработки золоторудного месторождения в корях выветривания способом подземного выщелачивания следует признать абсолютно успешным. Слагающие успеха включают с одной стороны благоприятные геолого-гидрогеологические условия и технологические свойства руд, с другой стороны - найденные в ходе изучения месторождения, опытных и опытно-промышленных испытаний адекватные технические и технологические решения.

Успешный опыт отработки Гагарского месторождения способом ПВ позволяет прогнозировать появление нового промышленного типа руд – «относительно бедные золотоносные коры выветривания». Запасы таких руд на Урале и в других регионах РФ могут достигать десятки и сотни тонн.

■ ■ ■

Коротко об авторах

Докукин Ю.В. – гл. инженер ООО «Геопоиск», г. Екатеринбург,
Заболоцкий А.И. – кандидат геолого-минералогических наук, доцент ГОУ ВПО «Уральский государственный технический университет–УПИ» им. Первого Президента России Б.Н. Ельцина, г. Екатеринбург.

Рецензент канд. геолого-минерал. наук Б.А. Миронов, ВНИХТ.

