УДК 622.732

Ю.Д. Норов, Ю.А. Боровков, И.В. Деревяшкин, Т.М. Якшибаев

ИССЛЕДОВАНИЯ ПО ОПРЕДЕЛЕНИЮ ОПТИМАЛЬНОГО РАЗМЕРА КУСКА РУДЫ ДЛЯ КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ЗОЛОТА В МНОГОЯРУСНОМ РУДНОМ ШТАБЕЛЕ

Аннотация. Кучное выщелачивание золота позволяет отрабатывать как крупные, так и малые месторождения с низким содержанием золота, а также вскрышные породы, техногенные отвалы горно-металлургических производств. Наиболее решающим влиянием на конечный результат переработки является рудоподготовка сырья. Подготовка золотосодержащего сырья необходимой крупности дроблением, окомкованием или обесшламливанием (удалением илисто-глинистых фракций) при формировании рудного штабеля должна обеспечить равномерное распределение раствора и его необходимую скорость фильтрации (1—2 м/сут). Размер кусков горной массы многих отвалов золоторудных карьеров 200 мм и более. В результате золото, находящееся внутри куска горной массы (при его больших размерах), не обрабатывается выщелачивающими растворами, так как доступ активного реагента к нему ограничен мощным слоем минеральной матрицы. В хвостохранилищах, обогатительных и золото-извлекательных фабрик горная масса, наоборот, сильно переизмельчена, что приводит к ее зашламлению при обработке выщелачивающими растворами и, как следствие, к снижению фильтрационных свойств, а также наличием илистых фракций, резко затрудняющих процесс проникновения растворов. Для условий Мурунтау установлена зависимость уровня извлечения тонкодисперсного золота от степени измельчения рудной массы и показано, что измельчение руды менее –3,35 мм в объеме 96% от общей массы экономически выгодно и позволит вовлекать в процесс кучного выщелачивания руду с меньшим содержанием золота менее 0,65 г/т при средней цене за унцию 1260 долл.

Ключевые слова: кучное выщелачивание, руда, рудоподготовка сырья, рудный штабель, крупность, извлечения золота, размер куска, дробление, мелкая фракция, дополнительное дробление, агломерация, фильтрация выщелачивающих растворов, дробилки, самоизмельчающие дробилки, валковые прессы, микротрещины, скорости выщелачивания, гранулометрический состав руды, многоярусное укладка руд, глинистые частицы, цемент, приращения извлечения золота.

DOI: 10.25018/0236-1493-2019-02-0-172-180

Применение метода кучного выщелачивания (КВ) позволяет отрабатывать как крупные, так и малые месторождения с низким содержанием золота, а также вскрышные породы, техногенные отвалы горно-металлургических производств (ГМК), расположенные в сложных геолого-технологических условиях.

Среднее содержание золота в рудах, применяемое для кучного выщелачивания золота, составляет не более 0,65—0,82 г/т. Кучному выщелачиванию подвергают легкообогатимые руды, в которых золото и серебро находятся преимущественно в свободной форме.

Наиболее пригодными для кучного выщелачивания являются также окисленные вкрапленные и сульфидные руды, руды коренных месторождений и россыпей, смешанные руды забалансовых

ISSN 0236-1493. Горный информационно-аналитический бюллетень. 2019. № 2. С. 172–180.
© Ю.Д. Норов, Ю.А. Боровков, И.В. Деревяшкин, Т.М. Якшибаев. 2019.

запасов месторождений, техногенное сырье обогатительных и золото-извлекательных фабрик (ЗИФ).

Наиболее решающим влиянием на конечный результат переработки является рудоподготовка сырья. При этом особую роль в этом процессе играет применяемый метод кучного выщелачивания, так как параметры рудоподготовленного штабеля не могут изменяться весь длительный срок процесса выщелачивания. Неверно обоснованные параметры рудоподготовки приводят к неустойчивости однородных пород на прочном основании и безвозвратным потерям извлекаемого золота из рудного штабеля КВ [1, 2]. В связи с этим при проектировании предприятий КВ много времени и усилий отводится подбору параметров подготовки рудного материала перед укладкой его в штабель [3—5].

Основной задачей рудоподготовки перед укладкой рудной массы в штабель является достижение такой крупности, которая обеспечивало бы максимальный контакт раствора с полезным компонентом, одновременно имело бы хорошую проницаемость и стабильность для обеспечения необходимой степени извлечения золота из штабеля.

Однако, в некоторых случаях эти требования несовместимы, когда оптимальный, с точки зрения уровня извлечения, размер куска приводит к низкой проницаемости штабеля руды по его высоте. Объем усилий и затрат в рудоподготовке напрямую зависят от экономических показателей извлечения золота. Например, если приращение затрат на дробление крупного куска руды до более мелкой фракции не покрывается приращением в доходах от увеличения степени извлечения, то мелкое дробление не совсем оправдано [6, 7].

Остается ряд нерешенных вопросов по интенсификации процесса КВ, который в сою очередь зависит от многих факторов: гранулометрического состава минерального сырья, плотности формирования рудного штабеля, плотность орошения, физико-механических свойств массива горной породы, уложенной в штабель [8—10]. При этом подготовка золотосодержащего сырья необходимой крупности дроблением, окомкованием или обесшламливанием (удалением илисто-глинистых фракций) при формировании рудного штабеля должна обеспечить равномерное распределение раствора и его необходимую скорость фильтрации (1—2 м/сут).

Выщелачиваемые руды в штабелях КВ по крупности подразделяют на:

• крупнокусковые со средними размерами 150—200 мм (это преимущественно металлосодержащая горная мас-

Таблица 1

Влияние крупности руды на интенсивность выщелачивания золота [11]
Influence of ore grain size on gold leaching efficiency [11]

Крупность	Содержание Au, г/т	Содержание Au, мг/л	Расход реагента, кг/т	Извлечение Au из руды, %
+100,0	0,95	1,8	0,8	15,7
-100,0	0,85	1,7	0,6	16,0
+50,0	2,0	1,8	0,8	57,5
+25,0	2,2	1,9	1,1	45,5
+10,0	4,4	1,9	3,95	41,1
+5,0	2,0	1,7	12,32	15,0
+3,0	2,3	1,35	5,9	23,9
+1,0	2,9	1,3	8,5	39,6

Таблица 2

Влияние илов на скорость фильтрации растворов и степени извлечения золота в раствор [12]

Effect of silt on the seepage rate of leach solutions and on the degree of gold recovery [12]

Скорость просачивания, см/ч	Содержание, %	Содержание влаги, %	Извлечение Au в раствор, %
20	—	4,5	84,3
15	1	8,7	83,3
9	3	10,3	79,5
6	5	14,4	75,0
3	8	20,0	66,9
2	10	28,0	62,6
<2	12	40,0	31,9

са ранее сформированных отвалов, сюда входят трещиноватые руды с прожилковой минерализацией и т.д.);

• среднедробленые с диаметром куска 20—50 мм (рядовые руды большинства месторождений полезных ископаемых);

• мелкодробленые с размерами 1—5 мм (пески пульпо- и хвостохранилищ, упорные руды с тонкодисперсной минерализацией золота и др.).

Размер кусков горной массы многих отвалов золоторудных карьеров 200 мм и более. В результате золото, находящееся внутри куска горной массы (при его больших размерах), не обрабатывается выщелачивающими растворами (см. табл. 1), так как доступ активного реагента к нему ограничен мощным слоем минеральной матрицы. Поэтому требуется дополнительное дробление крупнокусковых пород и негабаритов до кондиционных размеров (<100 мм).

В хвостохранилищах, обогатительных и золото-извлекательных фабрик горная масса, наоборот, сильно переизмельчена, что приводит к ее зашламлению при обработке выщелачивающими растворами и, как следствие, к снижению фильтрационных свойств (см. табл. 2), определяемых гранулометрическим составом руд, а также наличием илистых фракций, резко затрудняющих процесс проникновения растворов.

Поэтому приходится осуществлять предварительную агломерацию переизмельченной горной массы, что в свою очередь способствует повышению фильтрации выщелачивающих растворов.

При значительной трещиноватости и водопроницаемости выщелачивание производится из руд забойной крупности 500—150 мм. Такими свойствами, как правило, обладают руды песчаникового типа, туфопесчаниковые, известняковые и т.п. Дроблению подвергаются руды, представленные крепкими монолитными разностями, в которых доступ раствора к частицам золота внутри крупных кусков затруднен. В этом случае необходимо дробление для раскрытия трещин и обеспечения контакта с минерализацией полезного компонента или полного его высвобождения.

Дробление осуществляется стандартными щековыми и конусными дробилками. Отмечается тенденция перехода от стандартных дробилок (щековых и конусных) к дробилкам самоизмельчающего типа. В то время как дробилки ударного действия характеризуются высоким износом и необходимостью замены отдельных деталей, новейшие самоизмельчающие дробилки изменяют раз-

мер частиц руды до 3,5 мм с меньшим износом и заменой деталей. Внедренные в эксплуатацию валковые прессы не столько измельчают материал, сколько образуют в нем микротрещины, обеспечивая тем самым доступ реагента вглубь частицы руды, обеспечивая повышение извлечения и увеличение скорости выщелачивания. Они потребляют меньше энергии по сравнению с обычными дробилками. Зазоры между валками — 10—30 мм, а достигаемая степень сокращения размеров частиц составляет 3:1.

На месторождении Мурунтау (Узбекистан) применяют многоярусное укладку руд в штабель высотой 80 м. Исследованиями было установлено, что для более полного извлечения золота оптимальный размер куска должен составлять 3,35 мм, который достигается применением IV стадии системы дробления.

На обогатительную фабрику доставляют бедную рудную массу забойной крупности в среднем 300—150 мм.

После I стадии дробления рудную массу системой конвейеров подают на буферный склад, из которого ее направляют сначала в дробилку II стадии (стандартная конусная дробилка Нордберг MP-1000), а затем в дробилки III стадии (две короткоконусные дробилки Нордберг MP-1000), где она последовательно доводится до крупности –50 и –13 мм соответственно. Дробилки работают в открытом цикле. Для предварительного удаления мелкого материала перед ними установлены грохоты типа «банан» фирмы «Нордберг». Четвертая стадия дробления включает 16 дробилок роторного типа с вертикальным валом, работающих в замкнутом цикле с 14 грохотами типа «банан» фирмы «Нордберг». Конечная оптимальная крупность руды составляет –3,35 мм и является экономически выгодной для процесса КВ.

Дробленую руду системой конвейеров подают на участок КВ, где ее при помощи 34 передвижных конвейеров и одного отвалообразователя (стакера) заходками шириной 85 м и высотой 10 м укладывают на подушку выщелачивания. После отсыпки очередного слоя руды систему конвейеров и отвалообразователь перемещают для укладки следующего слоя. Проектная высота штабеля составляет 80 м (8 слоев высотой по 10 м каждый).

При выщелачивании руды крупностью –4 мм обычно сталкиваются с проблемой плохой фильтрации растворов, поскольку наличие и мелкой фракции руды обусловливает низкую проницаемость штабеля руды раствором. В связи с этим на конвейер, соединяющий IV стадию

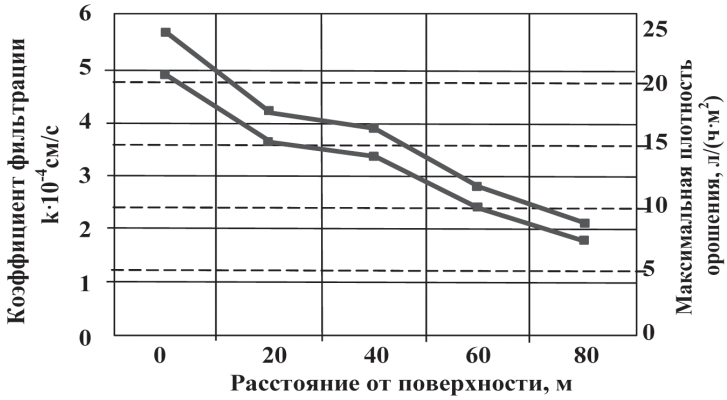


Рис. 1. Изменение скорости фильтрации раствора по глубине штабеля
Fig. 1. Variation in seepage rate of leach solution in depth of stockpile

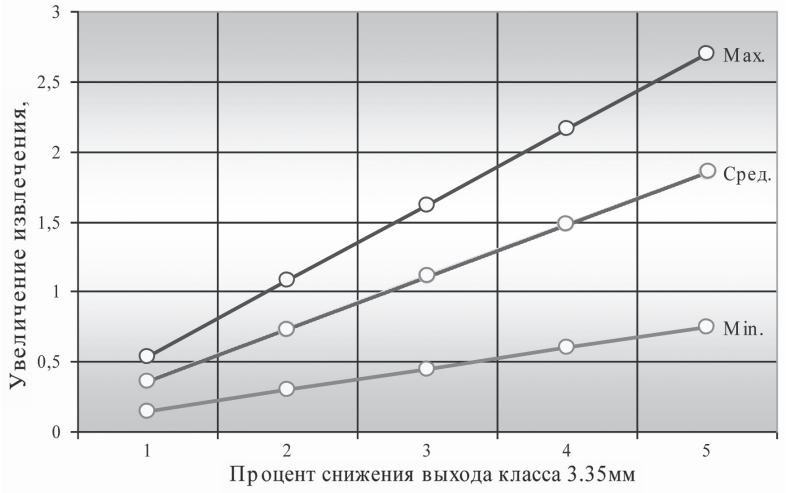


Рис. 2. Приращение извлечения золота при уменьшении выхода класса +3,35
Fig. 2. Increment in gold recovery under reduction in yield of grain size +3.35 mm

дробления с участком выщелачивания, к дробленой руде добавляют цемент, известь и воду с целью ее агломерации. При этом в ходе отсыпки нижних ярусов многоярусного штабеля добавляется большее количество цемента. Это связано с увеличением давления на нижние слои штабеля вышележащих слоев и, как следствие, с ухудшением фильтрационных свойств руды, уложенной в основание штабеля. Так, при увеличении высоты штабеля до 70—80 м (7—8-ой слои), скорость фильтрации в нижнем слое руды уменьшается в 2—2,5 раза от первоначальных показателей рис. 1.

При эксплуатации многоярусного штабеля большое значение имеет конструкция его основания, на которое размещают руду.

На предварительно подготовленное грунтовое основание укладывают слой глины толщиной 300 мм и уплотняют его. Затем сверху расстилают полиэтиленовую пленку высокой плотности. Для предохранения от механических повреждений пленку покрывают слоем мелкодробленой руды высотой в несколько десятков сантиметров. Из графика, представленного на рис. 2 можно сделать вывод, что дополнительное измельчение отдельных технологических типов руд дает дополнительное приращение извлечения. Однако увеличение количества мелкой фракции ведет к увеличению затрат на дробление за счет увеличения возврата руды на дробление после просеивания. Для оценки данной зависимости был выполнен математический анализ данных, полученных в результате ситового теста.

В результате была получена зависимость приращения циркуляции по мере увеличения выхода мелкой фракции.

Увеличение удельных затрат на дробление одной тонны руды было рассчитано на основе данной зависимости, при использовании значения реальных удельных затрат на четвертичное дробление, которые составляют 0,44 долл./т при уровне циркуляции рудного потока 129%. Обе зависимости изображены на рис. 3.

В результате исследований было установлено, что при увеличении количества мелкой фракции –3,35 мм более 95%, затраты на дробление экспоненциально увеличиваются. Возникает вопрос о целесообразности более мелкого дроб-

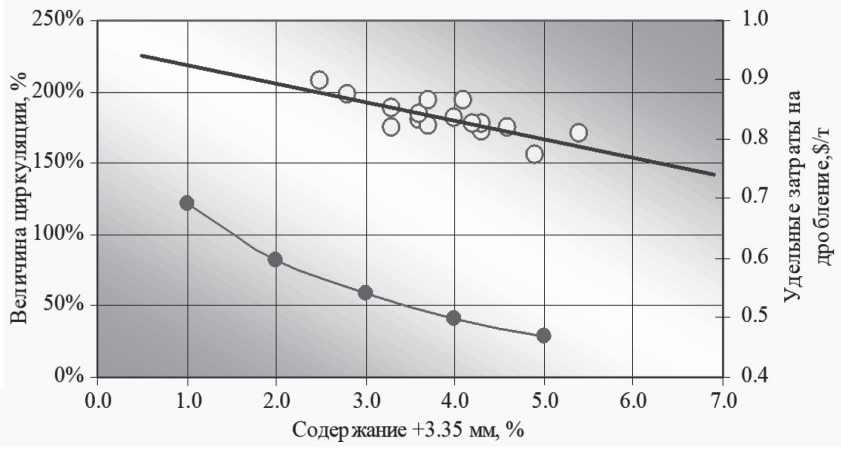


Рис. 3. Увеличение % циркуляции дробления и удельных затрат на дробление с сокращением выхода класса +3,35 мм

Fig. 3. Percent increase in circulation in crushing and crushing cost under reduction in yield of grain size +3.35 mm

ления руды. Для этой цели необходимо найти граничные условия, при которых увеличение затрат на дополнительное дробление не будет превышать размера дополнительной прибыли за счет приращения извлечения золота из мелких фракций. Для решения этой задачи было выполнено математическое моделирование на основе зависимостей изображенных ниже рис. 3.

В результате была получена кривая, отображающая рентабельное минимальное содержание золота в зависимости от его цены при сокращении класса +3,35 мм ниже 5%. Изменение минимального содержания золота изображено на рис. 4. Полученные данные говорят о том, что дополнительное измельчение руды, например с 5% до 4% фракции +3,35 мм, будет выгодно при

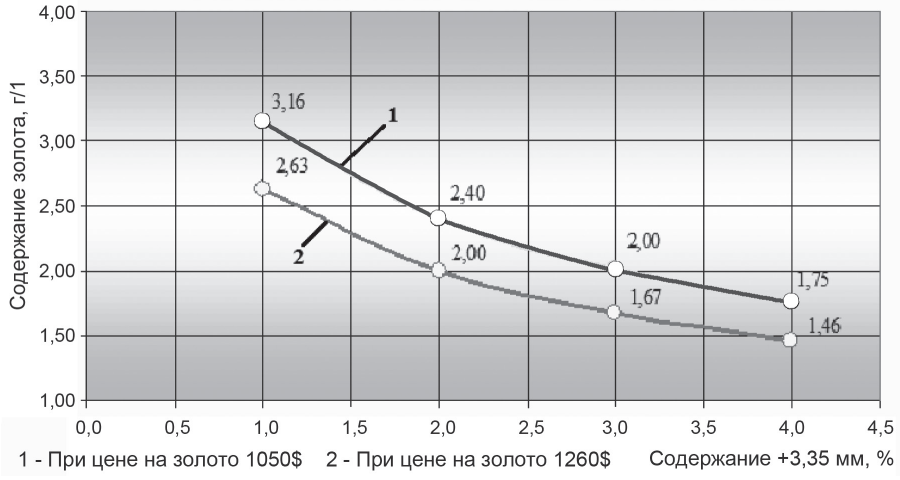


Рис. 4. Рентабельность сокращения класса +3,35 мм в зависимости от содержания золота в руде и текущей ценой на золото

Fig. 4. Profitability of reduction in yield of grain size +3.35 mm depending on gold content of ore and current gold price

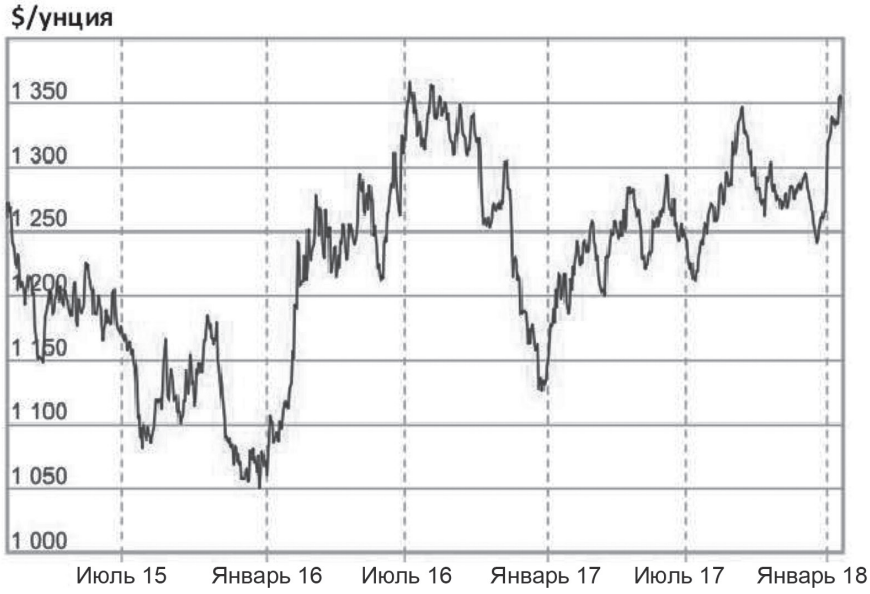


Рис. 5. Динамика изменения цен на золото на лондонском биржевом рынке с февраля 2015 г. по январь 2018 г.

Fig. 5. Dynamics of gold price on the London Stock Exchange between February 2015 and January 2018

условии, что содержание золота будет выше 1,46 г/т при его цене в 300 долл./унцию, и 1,75 г/т при текущей цене на золота равной 1260 долл./унцию.

Данная зависимость дает реальную возможность экономически эффективно управлять технологическим регламентом производства в зависимости от сложившейся ситуации. Таким образом, в результате изучения влияния гранулометрического состава руды на извлечение золота, можно сделать следующие выводы:

• количество высвобождаемого золота возрастает с уменьшением размера кусков руды;

• высокое извлечение золота выше 90% достигается при измельчении руды до класса —200 меш;

• степень извлечения золота изменяется в зависимости от технологического типа руд, и достигает максимума для окисленных руд;

• измельчение руд более 95% класса –3,35 мм экономически выгодно при средней цене за унцию 1260 долл.

На графике представлена (рис. 5) динамика изменения цен на золото на лондонском биржевом рынке с февраля 2015 г. по январь 2018 г.

С 2016 г. по январь 2018 г. прирост динамики индекса на золота составил 12,75%, при средней цене на золото 1260 долл. за унцию.

Таким образом, исследованиями установлено, что существующее технологическое оборудование позволит увеличить процент мелкой фракции руды поступающей на штабель до –3,5 мм, тем самым повышая степень извлечения золота.

Для условий Мурунтау установлена зависимость уровня извлечения тонкодисперсного золота от степени измельчения рудной массы и показано, что измельчение руды менее –3,35 мм в объеме 96% от общей массы экономически выгодно и позволит вовлекать в процесс кучного выщелачивания руду с меньшим содержанием золота менее 0,65 г/т при средней цене за унцию 1260 долл.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Правила* обеспечения устойчивости откосов на угольных разрезах. — СПб.: Изд.ВНИМИ, 1998. — 208 с.

2. *Багазеев В. К.* Научно-методические основы определения параметров размыва и отвалообразования при открытой разработке талых россыпей в сложных горно-технологических условиях: Автореф. дис. докт. техн. наук. — Челябинск, 1995. — 32 с.

3. *Herkenhoff E. C., Dean J. G.* Heap leaching: agglomerate or deslime? // Engineering Mining Journal, 1987, 188(6), pp. 32—39.

4. *Лушников Я. В., Багазеев В. К.* Определение физико-механических свойств окатышей при формировании штабеля кучного выщелачивания // Известия вузов. Горный журнал. — 2013. — № 8. — С. 124—127.

5. *Водолазов Л. И., Дробаденко В. П., Лобанов Д. П., Малухин Н. Г.* Геотехнология. Кучное выщелачивание бедного минерального сырья. Учебное пособие. — М.: Изд-во МГГА, 1999. — 300 с.

6. *Kakharaov A. K., Revazashvili B. I.* Heap leaching of gold-containing ores of Uzbekistan. Vopr. Teorii i Prakt. Perarab. Syr'ya i Produktov Tsv Meallurgii Kazakhstana, Alma-Ata, 1982, pp. 108—112.

7. *Сборник*. Технология переработки золоторудных месторождений / Под ред. В.П. Нечаева. — М.: Недра, 1995. — 20 с.

8. *Callicutt W.* Boreal is: the economic advantages of a fast-track approach. Heap & Dump Leaching, 1984, 1(1), pp. 3—4, 6.

9. *Callicutt W.* Haywood-Santiago operation. Heap & Dump Leaching, 1986, 3(1).

10. *Гальперин А. М.* Геомеханика открытых горных работ. — М.: Изд-во «Горная книга», 2012. — 480 с.

11. *Багазеев В. К., Валиев Н. Г., Кравченко А. П.* Процессы открытых горных работ: Геотехнология добычи золота: Учебное пособие. — Екатеринбург: Изд.УГГУ, 2001. — 110 с.

12. *Бочевер Ф. М., Орадовская А. Е.* Гидрогеологическое обоснование защиты подземных вод и водозаборов от загрязнений. — М.: Недра, 1972. — 128 с. ГИАБ

КОРОТКО ОБ АВТОРАХ

Норов Юнус Джумаевич — доктор технических наук, профессор,
начальник ПТИО НГМК,
Боровков Юрий Александрович — доктор технических наук, профессор,
МГРИ-РГГРУ, email: bua_51@mail.ru,
Деревяшкин Игорь Владимирович — доктор технических наук, профессор,
зав. кафедрой, Московский политехнический университет,
e-mail: gornoedelo-um@mail.ru,
Якшибаев Темур Мингрaхматович — аспирант, МГРИ-РГГРУ,
e-mail: temur19.01.1988.tm@list.ru.

ISSN 0236-1493. Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'. 2019. No. 2, pp. 172–180.

Optimization of grain size for heap leaching of gold ore in multi-level stockpiles

Norov Yu.D., Doctor of Technical Sciences, Professor, Head of Mining Bureau,
Central Research Laboratory of NGMK,
Borovkov Yu.A.[1], Doctor of Technical Sciences, Professor,
e-mail: bua_51@mail.ru,
Derevyashkin I.V., Doctor of Technical Sciences, Professor, Head of Chair,
Moscow Polytechnic University, e-mail: gornoedelo-um@mail.ru,
Yakshibaev T.M.[1], Graduate Student, MGRI-RGGRU,
e-mail: temur19.01.1988.tm@list.ru,
[1] Russian State Geological Prospecting University named after Sergo Ordzhonikidze (MGRI-RSGPU), 117997, Moscow, Russia.

Abstract. Heap leaching of gold is applicable to large and small deposits, to low gold content ore, to overburden dumps and metallurgical processing waste. Optimization of ore grain size will enable better recovery of gold from multi-level stockpiles. The dominant influence on the final grain size is executed during ore pre-treatment. Then, the method of heap leaching takes a special place as the pre-treated stockpile parameters are invariable for the entire long-term period of leaching. Pre-treatment of gold ore down to a wanted grain size by crushing, pelletization or de-sliming (removal of silt and clay fractions) during stockpiling should ensure uniform distribution of leaching solution at the required permeation rate (1–2 m/day). Grain size of ore in many dumps of open pit gold mines is 200 mm and more. As a consequence, gold is unleached from such coarse particles as access of active agents is restricted by thick layers of mineral matrix. Vice versa, mill tailings feature over-grinding, which results in over-sliming during treatment by leaching solutions and, consequently, in reduced permeability as clay fractions impede seepage. In terms of the Muruntau deposit, the relationship between the finely dispersed gold recovery and the degree of ore size reduction is determined, and it is shown that it is economically profitable to grind ore grains less than 3.35 mm in size in amount of 90 % of total volume, which will enable heap leaching of ore with gold content less than 0.65 g/t at the average price of $ 1260 per ounce.

Key words: heap leaching, ore, ore pre-treatment, ore stockpile, coarseness, gold recovery, grain size, crushing, small fraction, additional crushing, agglomeration, leaching solution flow, crushers, autogenous grinders, roller press, microcracks, leaching rates, grain-size composition, multi-level stockpiling, cement, gold recovery increment.

DOI: 10.25018/0236-1493-2019-02-0-172-180

REFERENCES

1. *Pravila obespecheniya ustoychivosti otkosov na ugol'nykh razrezakh* [Rules for ensuring the stability of slopes in coal mines]. Saint-Petersburg, Izd. VNIMI, 1998, 208 p.

2. Bagazeev V. K. Nauchno-metodicheskie osnovy opredeleniya parametrov razmyva i otvaloobrazovaniya pri otkrytoy razrabotke talykh rossypey v slozhnykh gorno-tekhnologicheskikh usloviyakh [Scientific and methodological basis for determining the parameters of erosion and dumping in the open development of melt placers in complex mining and technological conditions], Doctor's thesis, Chelyabinsk, 1995, 32 p.

3. Herkenhoff E. C., Dean J. G. Heap leaching: agglomerate or deslime? *Engineering Mining Journal*, 1987, 188(6), pp. 32—39.

4. Lushnikov Ya. V., Bagazeev V. K. Opredelenie fiziko-mekhanicheskikh svoystv okatyshey pri formirovanii shtabelya kuchnogo vyshchelachivaniya [Determination of physico-mechanical properties of the pellets during the formation of the stack, heap leaching]. *Izvestiya vuzov. Gornyy zhurnal*. 2013, no 8, pp. 124—127. [In Russ].

5. Vodolazov L. I., Drobadenko V. P., Lobanov D. P., Malukhin N. G. *Geotekhnologiya. Kuchnoe vyshchelachivanie bednogo mineral'nogo syr'ya*. Uchebnoe posobie [Geotechnology. Heap leaching of poor mineral raw materials. Educational aid], Moscow, Izd-vo MGGA, 1999, 300 p.

6. Kakharaov A. K., Revazashvili B. I. Heap leaching of gold-containing ores of Uzbekistan. *Vopr. Teorii i Prakt. Perarab. Syr'ya i Produktov Tsv Meallurgii Kazakhstana*, Alma-Ata, 1982, pp. 108—112.

7. *Sbornik. Tekhnologiya pererabotki zolotorudnykh mestorozhdeniy*. Pod red. V.P. Nechaeva [Collector. Technology of processing of gold deposits. Nechaev V. P. (Ed.)], Moscow, Nedra, 1995, 20 p.

8. Callicutt W. Boreal is: the economic advantages of a fast-track approach. *Heap & Dump Leaching*, 1984, 1(1), pp. 3—4, 6.

9. Callicutt W. Haywood-Santiago operation. *Heap & Dump Leaching*, 1986, 3(1).

10. Gal'perin A. M. *Geomekhanika otkrytykh gornykh rabot* [Geomechanics of open pit mining], Moscow, Izd-vo «Gornaya kniga», 2012, 480 p.

11. Bagazeev V. K., Valiev N. G., Kravchenko A. P. Protsessy otkrytykh gornykh rabot: Geotekhnologiya dobychi zolota: Uchebnoe posobie [Open-pit mining processes: gold mining geotechnology: Educational aid], Ekaterinburg, Izd. UGGU, 2001, 110 p.

12. Bochever F. M., Oradovskaya A. E. *Gidrogeologicheskoe obosnovanie zashchity podzemnykh vod i vodozaborov ot zagryazneniy* [Hydrogeological justification of protection of groundwater and water intakes from pollution], Moscow, Nedra, 1972, 128 p.