

УДК 622.7

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ЭКСПЛУАТАЦИОННЫХ ХАРАКТЕРИСТИК
ЛАБОРАТОРНОГО КОНЦЕНТРАТОРА КНЕЛЬСОНА
ДЛЯ ОБОГАЩЕНИЯ ХРОМИТОВОЙ РУДЫ

С. Саманли¹, О. Османли²

¹Ушакский университет,
E-mail: selcuk.samanli@usak.edu.tr, 64200, г. Ушак, Турция
²ESAN Eczacıbaşı Industrial Raw Materials Co. Bozüyük,
г. Бозуюк, пров. Биледжик, Турция

Выполнены экспериментальные исследования обогащения хромитовой руды из месторождения Ашкале-Коп (пров. Эрзурум, Турция) с помощью концентратора Кнельсона КС-MD3 лабораторного типа. В качестве переменных величин рассмотрены следующие параметры: интенсивность подачи пульпы, расход промывной воды, доля твердого вещества в пульпе, скорость вращения чаши и размер (фракция) частиц. В результате экспериментальных исследований получен хромитовый концентрат с максимальным содержанием Cr_2O_3 54.68 % при скорости потока промывной воды 12 л/мин, скорости подачи пульпы 1.5 л/мин, доли твердого вещества 20 % и скорости вращения чаши 800 об./мин. Наибольшая доля извлечения (76.85 %) получена при расходе промывной воды 6 л/мин, интенсивности подачи пульпы 1.5 л/мин, доли твердого вещества 20 % и скорости вращения чаши 1080 об./мин.

Концентратор Кнельсона, эксплуатационные параметры, обогащение хромита, извлечение концентрата

DOI: 10.15372/FTPRPI20230613

Хромит широко применяется в металлургической, химической и огнеупорной отраслях промышленности; в его состав входят Cr_2O_3 (68 %) и FeO (32 %) [1]. Минералогические, физические и химические свойства хромитовой руды обуславливают оптимальный метод обогащения. Руда, содержащая Cr_2O_3 около 48 %, пригодна для производства феррохрома, руда со средним и низким содержанием хромита требует обогащения для соответствия данному требованию. Обогащение хромитовой руды не считается трудоемким технологическим процессом, однако сложная связь зерен пустой породы с зернами хромита в значительной степени влияет на процесс обогащения. Гравитационная сепарация — наиболее распространенный и предпочтительный метод обогащения хромитовой руды [2–4]. Помимо гравитационной сепарации (в различных формах), для обогащения хромитовой руды также применяется флотация (отдельно или в сочетании с гравитационным методом) и магнитная концентрация [5–7]. В [8] заявлено о преимуществах использования гравитационных концентраторов с точки зрения экономики на выщелачивании и флотационных реагентах.

В Турции хромитовые руды в основном обогащаются гравитационным способом с помощью концентрационного стола, отсадочной машины, спирального концентратора и конуса Рейхерта [9]. В зависимости от характеристик руды также применяется магнитная сепарация. На обогатительных предприятиях частицы руды с размером менее 0.5 мм обычно относятся к хвостам обогащения, которые могут составлять 10–50 % от общего рудного сырья. В Турции общее количество мелких хвостов гравитационного обогащения оценивается 3 млн т с достаточно высоким содержанием Cr_2O_3 от 9 до 20 %.

Для обогащения мелких частиц применяются усиленные гравитационные сепараторы, которые отличаются от традиционных тем, что искусственно усиленное гравитационное поле генерируется за счет быстрого вращения чаши [10–12]. Наиболее используемые сепараторы — концентратор Кнельсона, концентратор Falcon, отсадочная машина Kelsey и мультигравитационный сепаратор [13–16].

Включение концентратора Кнельсона в цикл измельчения руды обусловлен как экономическими аспектами, так и необходимостью сепарации грубых освобожденных частиц золота [17]. Мелкое измельчение, необходимое для высвобождения частиц ценного минерала, создает значительную проблему для последующего обогащения. Таким образом, традиционные гравитационные способы зачастую являются неэффективными для обогащения мелкоизмельченной руды; в этом случае необходимо использовать центробежные сепараторы, например концентратор Кнельсона [18, 19].

Будучи одним из наиболее широко применяемых усиленных гравитационных сепараторов, концентратор Кнельсона представляет собой вертикально-осевой центробежный концентратор чашечного типа, в котором создается подушка из жидкости для концентрации материала с мелкой фракцией [20]. В основе принципа сепарации с помощью концентратора Кнельсона лежит разница между центробежной (из-за вращения чаши) и центростремительной (из-за подачи промывной воды) сил, приложенных к тяжелым и легким частицам [21–28].

Цель настоящей работы — исследование процесса обогащения хромитовой руды с высоким содержанием Cr_2O_3 с помощью концентратора Кнельсона.

ОБЩАЯ ИНФОРМАЦИЯ

Подача пульпы в концентраторе Кнельсона осуществляется через трубу центральной подачи, а затем через вертикальную трубу в чашу концентратора. На дне чаши расположен вентилятор для распределения пульпы. Центробежная сила заставляет твердые частицы заполнять полости между каналами от нижней части чаши к верхней. После заполнения полостей твердыми частицами происходит распыление воды из небольших отверстий в параллельных полостях, в результате чего твердые частицы вымываются и скапливаются внизу чаши. Здесь тяжелые частицы заменяют легкие и, ввиду того, что тяжелые частицы заблокированы между каналами, легкие частицы поднимаются вверх. Из-за действия центробежной силы давление промывной воды достаточно сильное, чтобы предотвратить разбавление тяжелых частиц [13, 29].

По принципу эксплуатации концентраторы Кнельсона разделяются на два типа: с порционной и непрерывной загрузкой. Преимуществами таких концентраторов являются: простая конструкция, высокая производительность, возможность работы с широким диапазоном размеров частиц и высокая степень обогащения [30, 31]. Механизм сепарации частиц концентратором Кнельсона (рис. 1а) можно отнести к концентрации с принудительным падением. На рис. 1б показан механизм концентрации частиц в чаше [27, 28].

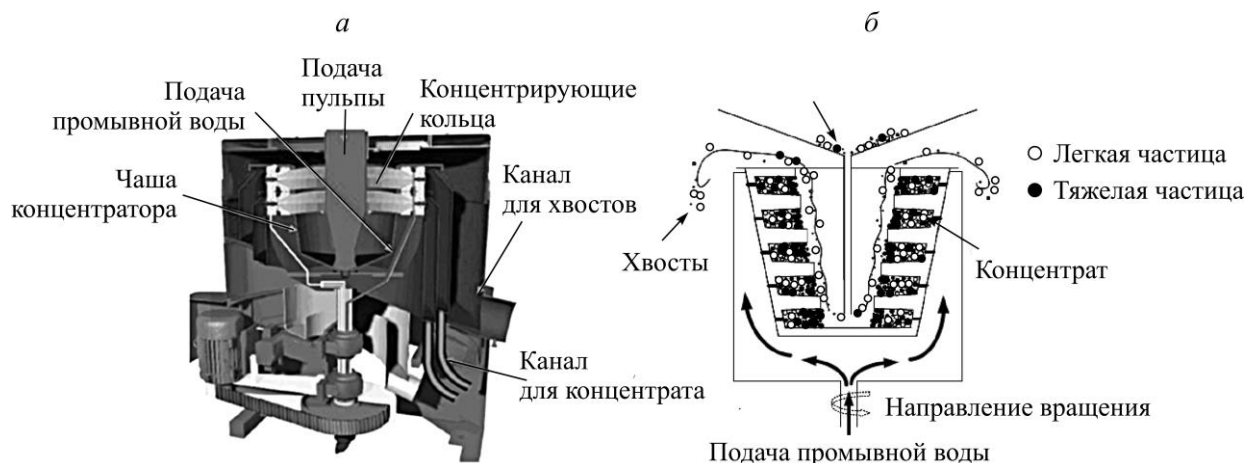


Рис. 1. Вид концентратора Кнелсона в разрезе (а) и его схематичное изображение (б) [27, 28]

Когда пульпа поступает через трубу центральной подачи на дно чаши, она движется по конической стенке под действием центробежной силы. Для получения концентрата через отверстия, направленные противоположно вращению чаши, тангенциально впрыскивается вода под высоким давлением. В результате легкие частицы удаляются из чаши в виде хвостов обогащения, а тяжелые частицы оседают на кольцо под действием центробежной силы и промывной воды в виде концентрата [23, 27–29].

Концентратор Кнелсона с порционной загрузкой. В концентраторах с порционной загрузкой концентрат ценного минерала собирается в конической части чаши до момента очищения, тогда как в концентраторах с непрерывной загрузкой очищение концентрата происходит автоматически через определенные интервалы времени. Концентраторы с порционной загрузкой делятся на концентраторы с ручной разгрузкой, центральной разгрузкой, расширенные и типа Quantum [13, 27, 28].

Во время удаления концентрата происходит остановка подачи пульпы и вращения чаши. Концентрат в виде тяжелых частиц удаляется из чаши промывной водой в специальный канал, расположенный в нижней части концентратора [30, 32].

На производительность концентратора Кнелсона с порционной загрузкой влияют три фактора: расход промывной воды, интенсивность подачи и время цикла сепарации. Переменные, влияющие на расход промывной воды: распределение частиц по размеру, плотность пустой породы и доля твердого вещества в пульпе. Переменные, влияющие на интенсивность подачи пульпы: степень свободы в результате измельчения и производительность вспомогательного оборудования, например вибрационного сита. Переменные, влияющие на время цикла сепарации: соотношение тяжелых минералов к легким и степень твердости руды [33].

Производительность лабораторного концентратора Кнелсона с порционной загрузкой составляет 45 кг/ч, тогда как промышленные установки могут иметь производительность 1000 т/ч [30, 32–34].

Экспериментальные исследования концентратора Кнелсона показали, что параметры подачи и эксплуатационные условия значительно влияют на производительность сепарации. Многие исследователи изучали влияние интенсивности подачи пульпы, плотности и размера частиц, расхода промывной жидкости, доли твердого вещества в пульпе на эффективность обогащения различных руд с помощью лабораторного концентратора Кнелсона [23, 24, 35–38].

В [36] показан потенциал сухого обогащения на лабораторном концентраторе Кнелсона. В качестве промывного вещества использовался воздух для отделения вольфрама от кварца из синтетической руды (весовое содержание вольфрама 1 %). В результате сепарации получен

концентрат вольфрама с содержанием 6.32 % при доле извлечения 78.5 %. Тем не менее подобные лабораторные испытания требуют расширения и системного анализа в условиях различных эксплуатационных параметров [39–41].

Концентратор Кнельсона с непрерывной загрузкой. Для обогащения руды с высоким содержанием ценного элемента необходимы центробежные концентраторы, позволяющие удалять концентрат из чаши быстро и эффективно. Концентраторы с порционной загрузкой нужно регулярно останавливать и промывать, что приводит к снижению общего количества получаемого концентрата. Концентраторы, в которых происходит удаление концентрата без остановки вращения чаши, известны как концентраторы с непрерывной загрузкой [28–32].

В концентраторе Кнельсона с непрерывной загрузкой вода подается через специальные полости в чаше, куда также подается пульпа. Когда пульпа достигает дна конусной чаши, она начинает распределяться по ее стенкам под действием центробежной силы. Твердые частицы пульпы оседают в полостях стенок чаши. Под действием воды обратно направлению центробежной силы твердые частицы в полостях формируют подушку. Тяжелые частицы, осевшие на дне полостей, удаляются из конусной чаши за счет контролируемого открытия и закрытия клапанов, расположенных в полостях. Тяжелые частицы отводятся из чаши через специальные каналы для концентрата. Легкие частицы остаются в подушке и удаляются из чаши смыванием водой [28–32].

Концентраторы Кнельсона с непрерывной загрузкой широко используются в промышленности при обогащении железных руд (отделение от слюды), касситерита, угля (извлечение мелких частиц угля), хромита, сульфидов золота и серебра, меди, никеля, олова, цинка, вольфрама, тантала, титана, молибдена и других минералов. Такой тип концентратора применяется для обогащения ильменита/рутила, ферросплавов, предварительной концентрации минеральных песков и извлечения тяжелых минералов из пульпы [32–34].

Концентратор Кнельсона с непрерывной загрузкой имеет четыре основные эксплуатационные переменные: скорость вращения чаши, расход промывной воды и продолжительность закрытия и открытия запорного клапана. Также эти переменные соотносятся друг с другом, например наиболее эффективная скорость вращения чаши при одних значениях продолжительности открытия и закрытия клапана может быть неэффективной при других. Таким образом, выбор оптимальных значений переменных является многосоставной проблемой, требующей системного подхода [30].

В [42] выполнено исследование по обогащению отходов предприятия Bursa Orhaneli Chromite с помощью концентраторов Кнельсона. Получен концентрат хромита с содержанием Cr_2O_3 22 % и извлечением 75 % при доле твердого вещества в пульпе 30 %, центробежной силе 90 g, расходе промывной воды 5 л/мин и отдельной подаче частиц отходов с фракциями – 212 + 75; – 75 + 38; – 38 мкм и с содержанием Cr_2O_3 5 %.

В [24] экспериментально изучено обогащение образцов хромита из месторождения Adana с помощью концентратора Кнельсона. Образец руды с содержанием Cr_2O_3 24.9 % измельчался до фракции – 500 мкм. Испытания проводились на базе полного трехуровневого факторного анализа. В качестве независимых переменных взяты следующие параметры: расход промывной воды (4, 8 и 12 л/мин), центробежная сила (60, 90 и 120 g) и интенсивность подачи пульпы (12, 24 и 36 кг/ч). Достигнуты оптимальные значения содержания Cr_2O_3 43.10 % и доли извлечения 72.0 % при расходе промывной воды 11 л/мин, центробежной силе 60 g и интенсивности подачи пульпы 12 кг/ч.

В [43] рассмотрено применение концентратора Кнельсона для обогащения хромитовых отходов. В результате испытаний из хвостов обогащения с содержанием Cr_2O_3 2.28 % и размером частиц 212 мкм получен предварительный концентрат с содержанием Cr_2O_3 21.5 % и долей извлечения 73.18 % при центробежной силе 90 g и давлении воды 8 psi (~ 55 кПа).

МАТЕРИАЛЫ И МЕТОДЫ

Исследовалась хромитовая руда с содержанием Cr_2O_3 33.53 % из месторождения Askale-Kor (пров. Эрзурум, Турция), разрабатываемого открытым способом. Образцы хромитовой руды измельчались до фракции – 1 мм на щековой и роликовой дробилках. Далее в шаровой мельнице они измельчались до фракции – 300 мкм и просеивались через сито 300 мкм. Частицы с размером более 300 мкм измельчались повторно до момента их прохождения через сито. Затем выполнялся сухой фракционный анализ образцов, в результате которого определялись следующие фракции: – 300, – 212, – 150 и – 106 мкм.

Для каждого испытания образцы подготавливались отдельно друг от друга с помощью метода квартования из мешков массой 2 кг. Образцы во всех испытаниях имели равномерное распределение. Предварительные испытания на концентраторе Кнельсона проводились при следующих параметрах: скорость вращения чаши 1500 об./мин, расход промывной воды 12 л/мин, интенсивность подачи пульпы 1.5 л/м, доля твердого вещества в пульпе 20 %. После испытания полученные образцы концентрата и хвостов высушивались и взвешивались. Около 10 г из образцов концентрата и хвостов взяты для химического анализа для определения содержания Cr_2O_3 после измельчения в кольцевой мельнице до фракции – 100 мкм. Лабораторный концентратор Кнельсона КС-MD3 имел мощность 0.2 кВт, скорость вращения чаши 800–2425 об./мин, производительность 0–45 кг/ч, массовую долю твердого вещества в пульпе 0–75 % и максимальный размер частиц 1.7–2.0 мм.

РЕЗУЛЬТАТЫ И ИХ ОБСУЖДЕНИЕ

Влияние массы руды в порции пульпы на результаты обогащения изучалось при следующих фиксированных параметрах: размер частиц – 300 мкм, расход промывной воды 12 л/мин, скорость вращения чаши 1500 об./мин, доля твердого вещества в пульпе 20 % и интенсивность подачи пульпы 1.5 л/мин. В качестве переменной величины рассмотрена масса хромитовой руды в одной порции пульпы, значения которой составляли 180, 200, 220, 260 и 300 г. На рис. 2 представлено содержание Cr_2O_3 и доля извлечения в концентрате в зависимости от массы руды в пульпе.

При увеличении массы руды в порции пульпы наблюдается снижение содержания и доли извлечения. Оптимальным значением массы руды в порции пульпы выбрано 180 г. При нем и при фиксированных остальных параметрах получен концентрат с содержанием Cr_2O_3 47.97 % и долей извлечения 74.0 %.

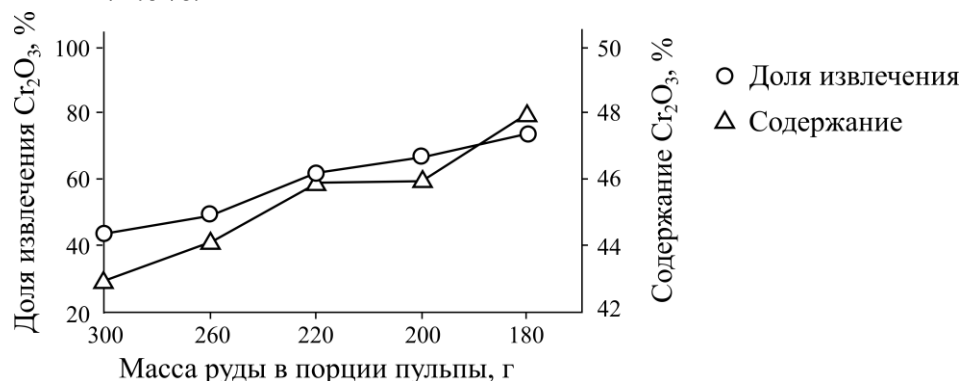


Рис. 2. Влияние массы руды в порции пульпы на результаты обогащения

Влияние доли твердого вещества в пульпе на результаты обогащения изучалось при следующих фиксированных параметрах: размер частиц – 300 мкм, расход промывной воды 12 л/мин, скорость вращения чаши 1500 об./мин, масса руды в порции пульпы 180 г и интенсивность подачи пульпы 1.5 л/мин. В качестве переменной величины рассмотрена доля твердого вещества в пульпе, составляющая 15, 20, 25 и 30 %. На рис. 3 показаны содержание Cr_2O_3 и доля извлечения в концентрате в зависимости от доли твердого вещества в пульпе.

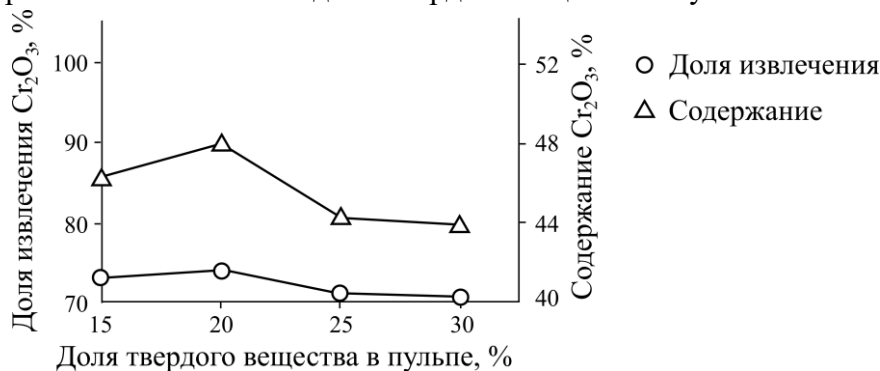


Рис. 3. Влияние доли твердого вещества в пульпе на результаты обогащения

Видно, что при увеличении доли твердого вещества в пульпе происходит снижение содержания и доли извлечения. Оптимальной долей твердого вещества в пульпе определено значение 20 %, при этом содержание Cr_2O_3 составило 47.97 %, доля извлечения 74.00 %.

Влияние скорости вращения чаши на результаты обогащения изучалось при следующих фиксированных параметрах: размер частиц – 300 мкм, расход промывной воды 12 л/мин, доля твердого вещества в пульпе 20 %, масса руды в порции пульпы 180 г и интенсивность подачи пульпы 1.5 л/мин. В качестве переменной величины рассмотрены скорости вращения чаши 800, 1080, 1300, 1500, 1600, 1800, 2125 и 2425 об./мин. На рис. 4а показаны содержание Cr_2O_3 и доля извлечения в концентрате в зависимости от скорости вращения чаши.

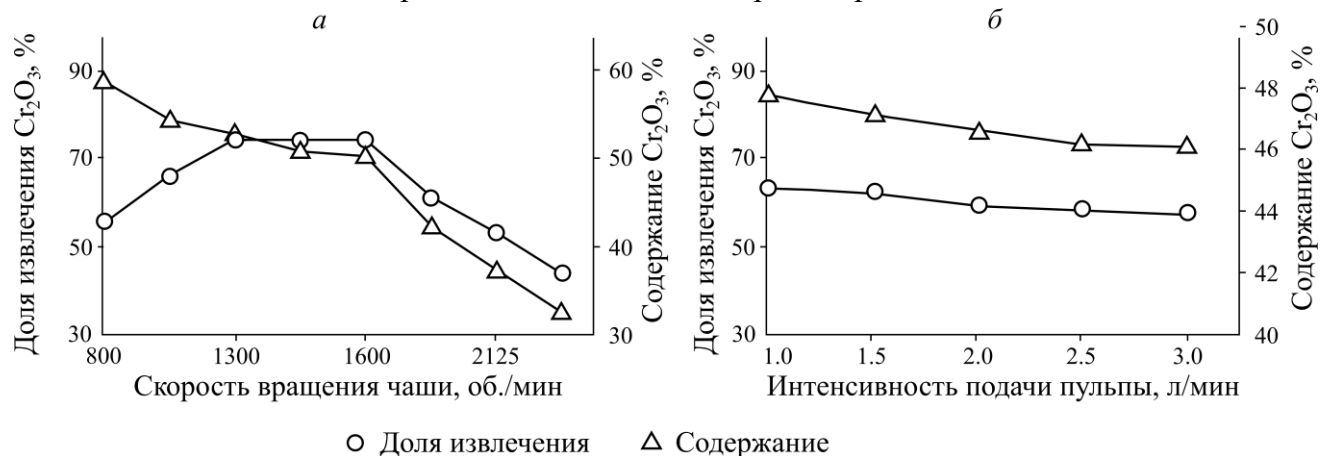


Рис. 4. Влияние скорости вращения чаши (а) и интенсивности подачи пульпы (б) на результаты обогащения

В результате испытания выявлено, что при уменьшении скорости вращения чаши происходит увеличение содержания Cr_2O_3 в концентрате, а доля извлечения имеет высокие значения в диапазоне скоростей 1300–1600 об./мин в зависимости от накопленного количества. Оптимальная скорость вращения чаши определена 1300 об./мин. При данном значении и значениях фиксированных параметров содержание Cr_2O_3 составило 49.54 %, а доля извлечения 74.78 %.

Влияние интенсивности подачи пульпы на результаты обогащения изучалось при следующих фиксированных параметрах: размер частиц – 300 мкм, расход промывной воды 9 л/мин, скорость вращения чаши 1300 об./мин, масса руды в порции пульпы 180 г и доля твердых веществ в пульпе 20 %. В качестве переменной величины рассмотрена интенсивность подачи пульпы 1.0, 1.5, 2.0, 2.5 и 3.0 л/мин. На рис. 4б показаны содержание Cr_2O_3 и доля извлечения в концентрате в зависимости от интенсивности подачи пульпы.

При увеличении интенсивности подачи пульпы наблюдалось постепенное снижение содержания и доли извлечения. При интенсивности 1 л/мин содержание Cr_2O_3 составило 47.80 %, доля извлечения 73.73 %, а при интенсивности 1.5 л/мин содержание 47.15 %, доля извлечения 73.04 %.

Влияние расхода промывной воды на результаты обогащения изучалось при скоростях вращения чаши 800, 1080, 1300, 1500 и 1800 об./мин. На рис. 5а показаны содержание Cr_2O_3 и доля извлечения в концентрате в зависимости от расхода промывной воды при скорости вращения чаши 800 об./мин.

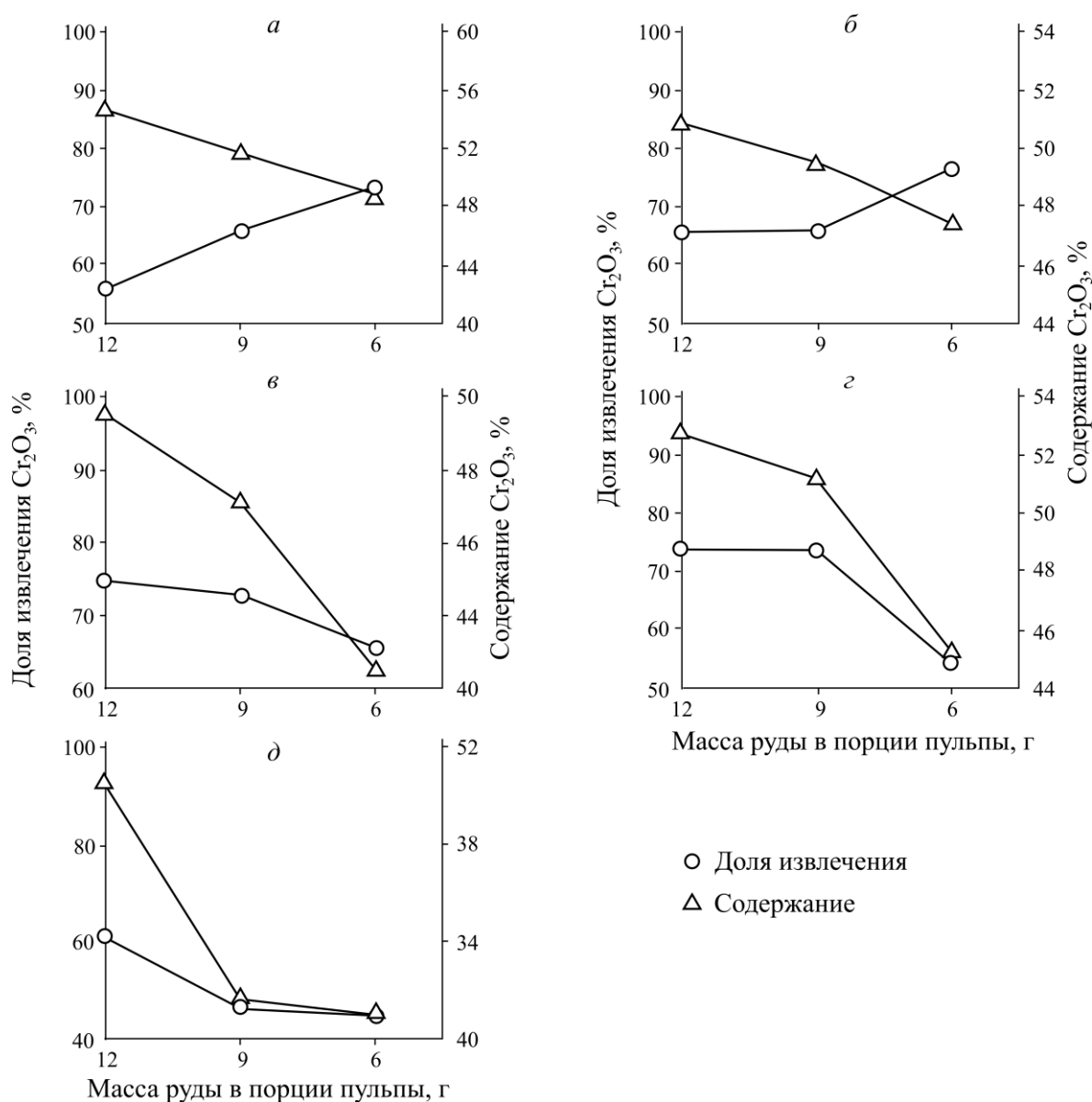


Рис. 5. Влияние расхода промывной воды на результаты обогащения при скорости вращения чаши 800 (а), 1080 (б), 1300 (в), 1500 (г), 1800 (д) об./мин

В испытании использовались следующие фиксированные параметры: размер частиц – 300 мкм, скорость вращения чаши 800 об./мин, доля твердого вещества в пульпе 20 %, масса руды в порции пульпы 180 г и интенсивность подачи пульпы 1.5 л/мин. В качестве переменной величины рассмотрен расход промывной воды 12, 6 и 9 л/мин.

При уменьшении расхода промывной воды происходило снижение содержания и повышение доли извлечения. При фиксированных параметрах и расходе промывной воды 12 л/мин содержание Cr_2O_3 составило 54.68 %, доля извлечения 55.94 %, тогда как при расходе 6 л/мин содержание Cr_2O_3 уменьшилось до 48.83 %, а доля извлечения увеличилась до 73.38 %.

На рис. 5б представлены содержание Cr_2O_3 и доля извлечения в концентрате в зависимости от расхода промывной воды при скорости вращения чаши 1080 об./мин. В данном испытании использовались следующие фиксированные параметры: размер частиц – 300 мкм, скорость вращения чаши 1080 об./мин, доля твердого вещества в пульпе 20 %, масса руды в порции пульпы 180 г и интенсивность подачи пульпы 1.5 л/мин. В качестве переменной величины рассмотрен расход промывной воды со значениями 12, 6 и 9 л/мин.

На рис. 5в показаны содержание Cr_2O_3 и доля извлечения в концентрате в зависимости от расхода промывной воды при скорости вращения чаши 1300 об./мин. При увеличении расхода промывной воды содержание снижается, а доля извлечения увеличивается. При расходе промывной воды 9 л/мин получен концентрат с содержанием Cr_2O_3 49.61 % и долей извлечения 66.42 %. В испытании использовались следующие фиксированные параметры: размер частиц – 300 мкм, скорость вращения чаши 1300 об./мин, доля твердого вещества в пульпе 20 %, масса руды в порции пульпы 180 г и интенсивность подачи пульпы 1.5 л/мин. В качестве переменной величины рассмотрен расход промывной воды 12, 6 и 9 л/мин.

При скорости 1300 об./мин при снижении расхода промывной воды также снижается содержание и доля извлечения. При расходе 12 л/мин содержание Cr_2O_3 в концентрате составило 49.54 %, а доля извлечения 74.78 %.

На рис. 5г приведены содержание Cr_2O_3 и доля извлечения в концентрате в зависимости от расхода промывной воды при скорости вращения чаши 1500 об./мин. Использовались следующие фиксированные параметры: размер частиц – 300 мкм, скорость вращения чаши 1500 об./мин, доля твердого вещества в пульпе 20 %, масса руды в порции пульпы 180 г и интенсивность подачи пульпы 1.5 л/мин. В качестве переменной величины рассмотрен расход промывной воды 12, 6 и 9 л/мин.

При скорости 1500 об./мин при снижении расхода промывной воды также снижается содержание и доля извлечения. При расходе 12 л/мин содержание Cr_2O_3 в концентрате составило 47.97 %, а доля извлечения 74.00 %.

На рис. 5д показаны содержание Cr_2O_3 и доля извлечения в концентрате в зависимости от расхода промывной воды при скорости вращения чаши 1800 об./мин. Использовались следующие фиксированные параметры: размер частиц – 300 мкм, скорость вращения чаши 1800 об./мин, доля твердого вещества в пульпе 20 %, масса руды в порции пульпы 180 г и интенсивность подачи пульпы 1.5 л/мин. В качестве переменной величины рассмотрен расход промывной воды 12, 6 и 9 л/мин.

Таким образом определено, что содержание Cr_2O_3 в концентрате и доля извлечения уменьшаются при уменьшении расхода промывной воды. При скорости вращения чаши 1800 об./мин и расходе 12 л/мин получен концентрат Cr_2O_3 с содержанием 40.64 % и долей извлечения 61.14 %.

Влияние размера частиц на результаты обогащения при различных значениях скорости вращения чаши. Использовались следующие фиксированные параметры: расход промывной воды 9 л/мин, интенсивность подачи пульпы 1.5 л/мин, масса руды в порции пульпы 180 г, доля твердых веществ в пульпе 20 %. В качестве переменной величины рассмотрен размер частиц – 300, – 212, – 150, – 106 мкм при скоростях вращения чаши 800, 1300, 1500 и 1800 об./мин.

Для каждого размера частиц взят контрольный образец руды массой 1 кг и размером – 300 мкм. Затем с помощью шаровой мельницы образцы руды измельчались до рассматриваемых размеров. Для каждого размера подготовлено по 5 образцов массой 180 г с помощью метода квартования и выполнен фракционный анализ, результаты которого представлены в таблице.

Результаты фракционного анализа образцов, использованных в испытаниях

Размер фракции, мкм	Весовая доля, %			
	– 300 мкм	– 212 мкм	– 150 мкм	– 106 мкм
– 300 + 212	27.44	—	—	—
– 212 + 150	13.34	14.56	—	—
– 150 + 106	19.61	27.18	29.00	—
– 106 + 75	11.78	17.80	24.92	27.87
– 75 + 53	11.09	16.50	18.97	37.93
– 53 + 38	8.80	8.41	11.13	16.67
– 38	7.94	15.53	15.99	17.53
Итого	100.00	100.00	100.00	100.00

На рис. 6а представлены содержание Cr_2O_3 и доля извлечения в концентрате в зависимости от размера частиц при скорости вращения чаши 800 об./мин.

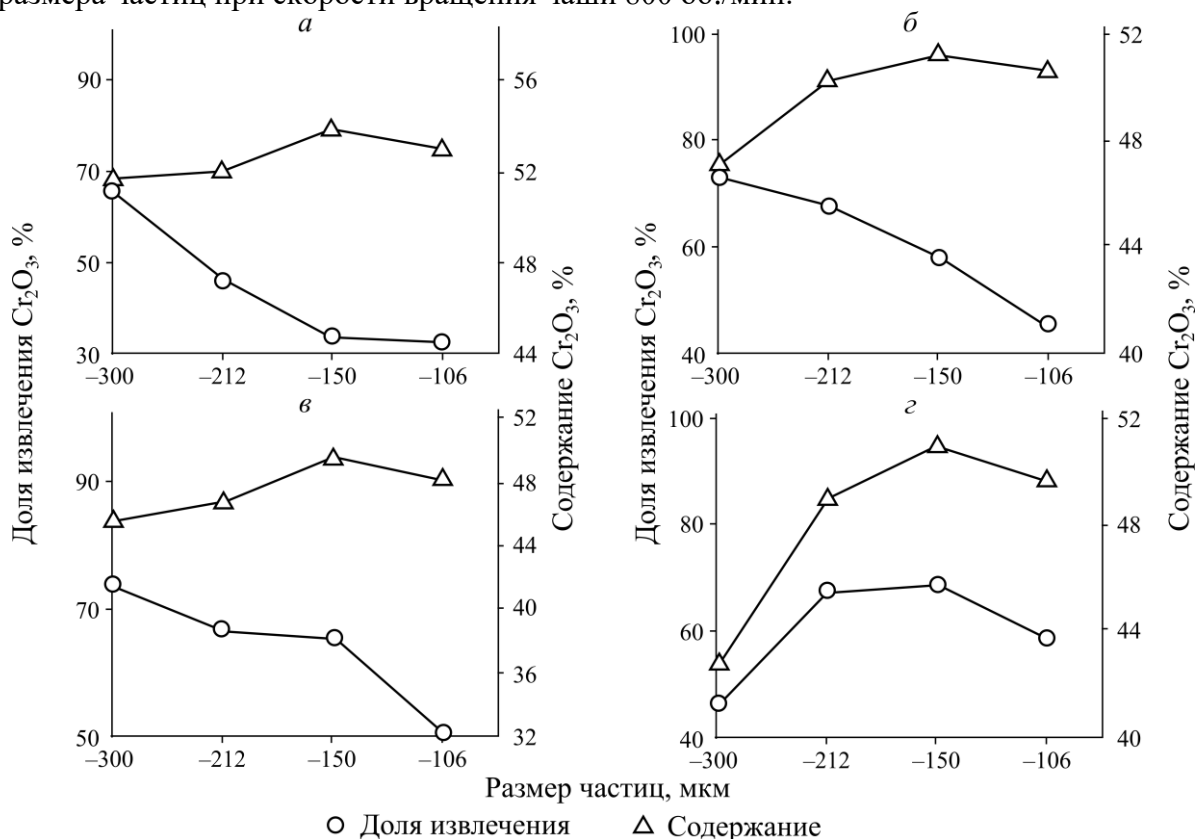


Рис. 6. Влияние размера частиц на результаты обогащения при скорости вращения чаши 800 (а), 1300 (б), 1500 (в), 1800 (г) об./мин

В испытании использовались следующие фиксированные параметры: расход промывной воды 9 л/мин, скорость вращения чаши 800 об./мин, интенсивность подачи пульпы 1.5 л/мин, масса руды в порции пульпы 180 г, доля твердых веществ в пульпе 20 %. В качестве переменной величины рассмотрен размер частиц – 300, – 212, – 150, – 106 мкм.

В ходе испытания выявлено, что при фиксированной скорости вращения чаши 800 об./мин и снижении размера частиц происходит увеличение содержания и снижение доли извлечения. При размере частиц – 300 мкм получен концентрат с содержанием Cr_2O_3 51.70 % и долей извлечения 66.04 %.

Использовались следующие фиксированные параметры: расход промывной воды 9 л/мин, скорость вращения чаши 1300 об./мин, интенсивность подачи пульпы 1.5 л/мин, масса руды в порции пульпы 180 г, доля твердых веществ в пульпе 20 %. В качестве переменной величины рассмотрен размер частиц – 300, – 212, – 150, – 106 мкм. На рис. 6б показаны содержание Cr_2O_3 и доля извлечения в концентрате в зависимости от размера частиц при скорости вращения чаши 1300 об./мин. Установлено, что при фиксированной скорости вращения чаши 1300 об./мин и снижении размера частиц происходит увеличение содержания и снижение доли извлечения. При размере частиц – 300 мкм получен концентрат с содержанием Cr_2O_3 47.15 % и долей извлечения 73.04 %.

На рис. 6в приведены содержание Cr_2O_3 и доля извлечения в концентрате в зависимости от размера частиц при скорости вращения чаши 1500 об./мин. В данном испытании использованы следующие фиксированные параметры: расход промывной воды 9 л/мин, скорость вращения чаши 1500 об./мин, интенсивность подачи пульпы 1.5 л/мин, масса руды в порции пульпы 180 г, доля твердых веществ в пульпе 20 %. В качестве переменной величины рассмотрен размер частиц – 300, – 212, – 150, – 106 мкм. Показано, что при фиксированной скорости вращения чаши 1500 об./мин и снижении размера частиц происходит увеличение содержания и снижение доли извлечения. При размере частиц – 300 мкм получен концентрат с содержанием Cr_2O_3 45.49 % и долей извлечения 73.64 %.

На рис. 6г представлены содержание Cr_2O_3 и доля извлечения в концентрате в зависимости от размера частиц при скорости вращения чаши 1800 об./мин. Использовались следующие фиксированные параметры: расход промывной воды 9 л/мин, скорость вращения чаши 1800 об./мин, интенсивность подачи пульпы 1.5 л/мин, масса руды в порции пульпы 180 г, доля твердых веществ в пульпе 20 %. В качестве переменной величины рассмотрен размер частиц – 300, – 212, – 150, – 106 мкм.

Выявлено, что при фиксированной скорости вращения чаши 1800 об./мин и снижении размера частиц происходит увеличение содержания и доли извлечения до крупности – 150 мкм, затем они уменьшаются. При размере частиц – 150 мкм получен концентрат с содержанием Cr_2O_3 47.96 % и долей извлечения 68.66 %.

ВЫВОДЫ

В рамках испытаний по исследованию процесса обогащения хромитовой руды из месторождения Ашкале-Коп (пров. Эрзурум, Турция) изучено влияние на результаты обогащения следующих параметров: массы руды в порции пульпы, доли твердого вещества в пульпе, интенсивности подачи пульпы, скорости вращения чаши, расхода промывной воды и размера частиц руды.

При увеличении массы руды в порции пульпы происходит снижение содержания и доли извлечения. Оптимальная масса руды в порции пульпы определена 180 г. При данном значении и при фиксированных значениях остальных параметров (размер частиц – 300 мкм, расход промывной воды 12 л/мин, скорость вращения чаши 1500 об./мин, доля твердого вещества в пуль-

пе 20 % и интенсивность подачи пульпы 1.5 л/мин) получен концентрат с содержанием Cr_2O_3 47.97 % и долей извлечения 74.00 %.

При увеличении доли твердого вещества происходит снижение содержания и доли извлечения. При доле твердого вещества в пульпе 20 % и при фиксированных значениях остальных параметров получен концентрат с содержанием Cr_2O_3 47.97 % и долей извлечения 74.00 %.

При уменьшении скорости вращения чаши наблюдалось увеличение содержания и в диапазоне скоростей 1300–1600 об./мин доля извлечения имеет высокие значения. Оптимальная скорость вращения чаши концентратора Кнельсона определена 1300 об./мин. При данной скорости и при фиксированных значениях остальных параметров получен концентрат с содержанием Cr_2O_3 49.54 % и долей извлечения 74.78 %.

При увеличении интенсивности подачи пульпы происходит постепенное снижение содержания и доли извлечения. При интенсивности подачи пульпы 1 л/мин и при фиксированных значениях остальных параметров (размер частиц – 300 мкм, расход промывной воды 9 л/мин, скорость вращения чаши 1300 об./мин, масса руды в порции пульпы 180 г и доля твердых веществ в пульпе 20 %) получен концентрат с содержанием Cr_2O_3 47.80 % и долей извлечения 73.73 %, а при интенсивности 1.5 л/мин получен концентрат с содержанием 47.15 % и долей извлечения 73.04 %.

При скорости вращения чаши 800 об./мин и уменьшении расхода промывной воды происходит снижение содержания и повышение доли извлечения. При расходе промывной воды 12 л/мин и при фиксированных значениях остальных параметров получен концентрат с содержанием Cr_2O_3 54.68 % и долей извлечения 55.94 %, а при 6 л/мин содержание уменьшилось до 48.83 %, тогда как доля извлечения увеличилась до 73.38 %. При скорости вращения 1300 об./мин наблюдалось снижение как содержания, так и доли извлечения при уменьшении расхода промывной воды. При расходе 12 л/мин получен концентрат с содержанием Cr_2O_3 49.54 % и долей извлечения 74.78 %.

В результате испытаний выявлено, что при фиксированной скорости вращения чаши 800 об./мин происходит увеличение содержания и снижение доли извлечения при уменьшении размера частиц руды. При фиксированных параметрах (расход промывной воды 9 л/мин, интенсивность подачи пульпы 1.5 л/мин, масса руды в порции пульпы 180 г, доля твердых веществ в пульпе 20 %) и при размере частиц – 300 мкм получен концентрат с содержанием Cr_2O_3 51.70 % и долей извлечения 66.04 %. При скорости вращения чаши 1300 об./мин и уменьшении размера частиц происходит увеличение содержания и уменьшение доли извлечения. В этом случае при размере частиц – 300 мкм получен концентрат с содержанием Cr_2O_3 47.15 % и долей извлечения 73.04 %.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Ferreira S. L. C., Bruns R. E., Ferreira H. S., Matos G. D., David J. M., Brand G. C., Da Silva E. G. P., Portugal L. A., Dos Reis P. S., Souza A. S., and Dos Santos W. N. L. Box-behnken design: an alternative for the optimization of analytical methods, *Anal. Chim. Acta*, 2007, Vol. 597(2). — P. 179–186.
2. Grieco G., Pedrotti M., and Moroni M. Metamorphic redistribution of Cr within chromites and its influence on chromite ore enrichment, *Miner. Eng.*, 2011, Vol. 24 (2). — P. 102–107.
3. Tripathy S. K. and Murthy Y. R. Modeling and optimization of spiral concentrator for separation of ultrafine chromite, *Powder Technol.*, 2012, Vol. 221. — P. 387–394.
4. Singh R. K., Dey S., Mohanta M. K., and Das A. Enhancing the utilization potential of a low grade chromite ore through extensive physical separation, *Sep. Sci. Technol.*, 2014, Vol. 49, No. 12. — P. 1937–1945.

5. **Laplanche A. R.** Testing Requirements and Insight for Gravity Gold Circuit Design, Randol Gold&Silver Forum, Vancouver, 2000.
6. **Laplanche A. R. and Dunne R.** The gravity recoverable gold test and flash flotation, Proc. 34th Annual Canadian Min. Proc. Operators Conf., McGill University&Newcrest Mining Limited, Ottawa, 2000, Paper 7.
7. **Xiao Z., Laplanche A.R., and Finch J. A.** Quantifying the content of gravity recoverable platinum group minerals in ore samples, Miner. Eng., 2009, Vol. 22. — P. 304–310.
8. **Laplanche A. R., Putz A., Huang L., and Vincent F.** Practical considerations in the operations of gravity gold circuit, Proc. 26th Annual Meeting of the Canadian Mineral Proc., Ottawa, Canada, 1994, Pap. 23. — 21 p.
9. **Cicek T. and Cocen I.** Applicability of Mozleymultigravity separator (MGS) to fine chromite tailings of Turkish chromite concentrating plants, Miner. Eng., 2002, Vol. 15 (1–2). — P. 91–93.
10. **Knelson B. and Jones R.** A new generation of Knelson concentrators: A totally secure system, Miner. Eng., 1994, Vol. 7, No. 2–3. — P. 201–207.
11. **Honaker R. and Das A.** Ultrafine coal cleaning using a centrifugal fluidized-bed separator, Coal Prep. 2004, Vol. 24, No. 1–2. — P. 1–18.
12. **Kroll-Rabotin J. S., Bourgeois F., and Climent É.** Fluid dynamics based modelling of the Falcon concentrator for ultrafine particle beneficiation, Miner. Eng., 2010, Vol. 23, No. 4. — P. 313–320.
13. **Majumder A. K. and Barnwal J. P.** Modeling of enhanced gravity concentrators-present status, Miner. Process. Extr. Metall. Rev., 2006, Vol. 27, No. 1. — P. 61–86.
14. **Das A. and Sarkar B.** Advanced gravity concentration of fine particles: a review, Miner. Process. Extr. Metall. Rev., 2018, Vol. 39, No. 6. — P. 359–394.
15. **Dehaine Q., Foucaud Y., Kroll-Rabotin J. S., and Filippov L. O.** Experimental investigation into the kinetics of Falcon UF concentration: implications for fluid dynamic-based modeling, Sep. Purif. Technol., 2019, Vol. 215. — P. 590–601.
16. **Qiao C., Hongying Y., Linlin T., Zilong L., Guimin C., and Jinquan W.** Analysis of the operating mechanism of a Knelson concentrator, Miner. Eng., 2020, Vol. 158. — 10654.
17. **Coulter T. G. and Subasinghe K. N.** A mechanistic approach to modelling Knelson concentrators, Miner. Eng., 2005, Vol. 1, No. 1. — P. 9–17.
18. **Marion C., Langlois R., Kokkilic O., Zhou M., Williams H., Awais M., Rowson N. A., and Waters K. E.** A design of experiments investigation into the processing of fine low specific gravity minerals using a laboratory Knelson Concentrator, Miner. Eng., 2019, Vol. 135. — P. 139–155.
19. **Xiao Z., Laplanche A. R., Tan Y. H., and Finch J. A.** Characterizing the behaviour of platinum group minerals in a grinding circuit, Miner. Eng., 2021, Vol. 166. — 106863.
20. **Majumder A. K., Tiwari V., and Barnwal J. P.** Separation Characteristics of Coal Fines in a Knelson Concentrator-A Hydrodynamic Approach, Coal Preparation, 2007, Vol. 27. — P. 126–137.
21. **Koppalkar S. and Laplanche A. R.** 2007. Effect of operating variables on Knelson concentrators: A pilot-scale study, Proc. 39th Annual Meeting of Canadian Miner. Proc., Ottawa, Paper 16. — P. 247–257.
22. **Koppalkar S.** Effect of operating variables in knelson concentrators: a pilot-scale study, PhD thesis, McGill University Department of Mining and Materials Engineering, Montreal, Canada, 2009. — 167 p.
23. **Fatahi M. R. and Farzanegan A.** DEM simulation of laboratory knelson concentrator to study the effects of feed properties and operating parameters, Adv. Powder Technol., 2017, Vol. 28, No. 6. — 1443–1458.
24. **Sen G. A.** Application of full factorial experimental design and response surface methodology for chromite beneficiation by knelson concentrator, Miner., 2016, Vol. 6, No. 5. — P. 1–11.

25. **Sakuhuni G., Altun N. E., Klein B., and Tong L.** A novel laboratory procedure for predicting continuous centrifugal gravity concentration applications: The gravity release analysis, *Int. J. Miner. Proc.*, 2016, Vol. 154. — P. 66–74.
26. **Abaka-Wood G. B., Quast K., Zanina M., Addai-Mensah J., and Skinner W.** A study of the feasibility of upgrading rare earth elements minerals from iron-oxide-silicate rich tailings using Knelson concentrator and Wilfley shaking table, *Powder Technol.*, 2019, Vol. 344. — P. 897–913.
27. **Chen Q., Yang H., Tong L., Niu H., Zhang F., and Chen G.** Research and application of a Knelson concentrator: a review, *Miner. Eng.*, 2020a, Vol. 152. — 106339.
28. **Chen Q., Yang H., Tong L., Liu Z., Chen G., and Wang J.** Analysis of the operating mechanism of a Knelson concentrator, *Miner. Eng.*, 2020b, Vol. 158, No. 1. — 106547.
29. **Honaker R., Das A., and Nombe M.** Improving the separation efficiency of the Knelson concentrator using air injection, *Coal Preparation*, 2005, Vol. 25, No. 2. — P. 99–116.
30. **McLeavy M., Klein B., and Grewal I.** Knelson continuous variable discharge concentrator: analysis of operating variables, *Int. Heavy Miner. Conf.*, Fremantle, Western Australia, 2001. — P. 119–125.
31. **Kokkilic O.** Modeling of concentration on falcon centrifugal gravity separator, PhD Thesis (Supervisor: Prof. Dr. Neset ACARKAN), İstanbul Technical University, Institute of Sci. and Technol., İstanbul, Turkey, 2011. — 294 p.
32. **McLeavy M.** Continuous centrifugal concentrator operation and control, BA SC, The University of British Colombia, *Miner. Proc. Eng.*, 2005. — 130 p.
33. **Oney O. and Samanli S.** Experimental and industrial applications of knelson concentrators, *Proc. 6th Int. Congress of Min. Mach.&Technol.*, 2017. — P. 177–192.
34. **Oney O. and Tanriverdi M.** Optimization and modeling of fine coal beneficiation by Knelson concentrator using central composite design (CCD), *J. Ore Dressing*, 2012, Vol. 14, No. 27. — P. 11–18.
35. **Laplanche A. R., Shu Y., and Marois J.** Experimental characterization of a laboratory centrifugal separator, *Canadian Metallurgical Quarterly*, 1996, Vol. 35, No. 1. — P. 23–29.
36. **Greenwood M., Langlois R., and Waters K. E.** The potential for dry processing using a Knelson Concentrator, *Miner. Eng.*, 2013, Vol. 45. — P. 44–46.
37. **Ghaffari A. and Farzanegan A.** An investigation on laboratory Knelson concentrator separation performance: Part 2: Two-component feed separation modeling, *Miner. Eng.*, 2017, Vol. 112. — P. 114–124.
38. **Oney O., Samanli S., Niedoba T., Pięta P., and Surowiak A.** Determination of the important operating variables on cleaning fine coal by Knelson concentrator and evaluation of the performance through upgrading curves, *Int. J. Coal Preparation and Utilization*, 2020, Vol. 40, No. 10. — P. 666–678.
39. **Kokkilic O., Langlois R., and Waters K. E.** A design of experiments investigation into dry separation using a Knelson concentrator, *Miner. Eng.*, 2015, Vol. 72. — P. 73–86.
40. **Foucaud Y., Dehaine Q., Filippov L. O., and Filippova I. V.** Application of Falcon centrifuge as a cleaner alternative for complex tungsten ore processing, *Miner.*, 2019, Vol. 9, No. 7. — P. 448.
41. **Samanli S., Oney O., and Osmanli O.** Modeling of Knelson concentrator operating parameters by using application of box-behnken experimental design for chromite ore, *J. Miner. Sci.*, 2023, Vol. 59 (1). — P. 166–174.
42. **Kiyak T.** Waste of Orhaneli chrome enrichment facility enriching with knelson concentrator, M. Sc. Thesis (Supervisor: Prof. Cengiz KARAGUZEL), Kutahya Dumlupınar University Graduate School of Natural and Applied Sciences Department of Mining Engineering, Afyon, Turkey, 2013. — 102 p.
43. **Sayin Z. E., Bozkurt B., and Bicer S.** The effect of Knelson gravity concentration on chromium recovery from plant waste, *Acad. J. Sci.*, 2017, Vol. 07, No. 03. — P. 457–468.

Поступила в редакцию 12/V 2023

После доработки 20/X 2023

Принята к публикации 16/XI 2023