

ДОНБАССКИЙ  
ГОСУДАРСТВЕННЫЙ  
ТЕХНИЧЕСКИЙ  
ИНСТИТУТ

*Выпуск 21 (64) 2020*



СБОРНИК  
НАУЧНЫХ ТРУДОВ

**Сборник  
научных трудов  
Донбасского государственного технического  
института**

Сборник  
Выходит 4 раза в год  
Основан в июне 1999 г.  
Выпуск 21 (64) 2020

**Collection of Scientific Papers of DonSTI**

Collection  
Publishing 4 times a year  
Founded in June 1999  
Issue 21 (64) 2020

Алчевск  
2020

УДК 622(06) + 669(06) + 69(06) + 65.011.56 +  
+ 621.3 + 33 + 621.37 + 1

**Сборник научных трудов  
Донбасского государственного  
технического института**

**Сборник**

Выпуск 21 (64) 2020

**Основатель:  
ГОУ ВО ЛНР «ДонГТИ»**

*Свидетельство Министерства связи  
и массовых коммуникаций ЛНР  
о регистрации средства массовой информации  
ПИИ 000169 от 08.12.2020*

*Приказом Министерства образования и науки  
Донецкой Народной Республики от 2 мая 2017 г.  
№ 464 сборник научных трудов включён в Перечень  
рецензируемых научных изданий, в которых  
должны быть опубликованы основные научные  
результаты диссертаций на соискание учёной  
степени кандидата наук, на соискание учёной  
степени доктора наук, утверждённый приказом  
Министерства образования и науки Донецкой  
Народной Республики от 1 ноября 2016 г. № 1134,  
согласно приложению 1*

*Приказом МОН ЛНР № 911-ОД от 10.10.2018  
сборник научных трудов ДонГТИ внесён в Перечень  
рецензируемых научных изданий, в которых должны  
быть опубликованы основные научные результаты  
диссертаций на соискание учёной степени  
кандидата наук, на соискание учёной степени  
доктора наук, утверждённый приказом  
Министерства образования и науки Луганской  
Народной Республики от 15 мая 2018 г. № 477-ОД*

*Рекомендовано учёным советом  
ГОУ ВО ЛНР «ДонГТИ»  
(Протокол № 5 от 25.12.2020)*

*Включён в наукометрическую базу данных РИНЦ*

Формат 60×84½  
Усл. печат. л. 13,4  
Заказ № 398  
Тираж 100 экз.

Издательство не несёт ответственности за содержание  
материала, предоставленного автором к печати

Адрес редакции, издателя и основателя:  
ГОУ ВО ЛНР «ДонГТИ»  
пр. Ленина, 16, г. Алчевск, ЛНР  
94204

E-mail: info@dstu.education  
Web-site: http://www.dstu.education

ИЗДАТЕЛЬСКО-ПОЛИГРАФИЧЕСКИЙ ЦЕНТР,  
ауд. 2113, т./факс 2-58-59  
Свидетельство о государственной регистрации издателя,  
изготовителя  
и распространителя средства массовой информации  
МИ-СГР ИД 000055 от 05.02.2016

**Главный редактор**

Куберский С. В. — к.т.н., проф., и. о. ректора

**Заместитель главного редактора**

Вишневецкий Д. А. — к.т.н., доц.

**Редакционная коллегия:**

Литвинский Г. Г. — д.т.н., проф.

Борщевский С. В. — д.т.н., проф.

Корнеев С. В. — д.т.н., проф.

Леонов А. А. — к.т.н., доц.

Харламов Ю. А. — д.т.н., проф.

Зинченко А. М. — к.э.н., доц.

Зелинский А. Н. — к.т.н., проф.

Снитко С. А. — д.т.н., проф.

Должиков В. В. — к.т.н., доц.

Денищенко П. Н. — к.т.н., доц.

Шолух Н. В. — д. арх., проф.

Андрійчук Н. Д. — д.т.н., проф.

Пилавов М. В. — д.т.н., проф.

Бондарчук В. В. — к.т.н., доц.

Псюк В. В. — к.т.н., доц.

Скомская С. А. — секретарь редакционной  
коллегии

Для научных сотрудников, аспирантов,  
студентов высших учебных заведений.

**Язык издания:**  
русский, английский

Компьютерная вёрстка  
Исмаилова Л. М.

© ГОУ ВО ЛНР «ДонГТИ», 2020  
© Чернышова Н. В., художественное  
оформление обложки, 2020

**НАУКИ О ЗЕМЛЕ**

---

**GEOSCIENCES**





УДК 622.411.33.043.3

д.т.н. Стариков Г. П.,  
к.т.н. Шажко Я. В.,  
к.ф.-м.н. Мельник Т. Н.,  
Подрухин А. А.

(ГУ «ИФГП», г. Донецк, ДНР, ifgpdnr@mail.ru)

## КИНЕТИКА ВЫДЕЛЕНИЯ МЕТАНА В ГЕОДИНАМИЧЕСКИ АКТИВНЫХ ЗОНАХ

*В работе проведен теоретический анализ кинетики выделения метана на поверхности в геодинамически активных зонах (к примеру, в местах геологических нарушений). Получены зависимости давления газа в приповерхностных слоях от времени и близости к центру геодинамической зоны с учетом реальных горно-геологических параметров массива. Проведенный анализ составляет теоретическую основу метода прогнозирования темпа и интенсивности выделения метана на поверхности почвы над местами проведения горных работ и геологических нарушений.*

**Ключевые слова:** геодинамическая зона, нарушение пласта, метан, газовыделение.

**Проблема и ее практическая значимость.** В современном структурном плане большая часть Донецкого угольного бассейна представляет собой эродированное Донецкое складчатое сооружение, где на уровень эрозионного среза выходят смятые в складки и нарушенные сбросами и надвигами (со сдвиговой компонентой смещения) позднепалеозойские, преимущественно каменноугольные отложения. Осадочная толща представлена разнообразным комплексом терригенных пород, среди которых в виде относительно маломощных слоев заключены пласты угля и известняка [1].

Распределение метана в горных породах не имеет четких закономерностей. Практика геологоразведочных работ показывает, что в ряде случаев происходит значительное газовыделение из скважин, иногда с катастрофическими последствиями. Горными выработками часто вскрывались отдельные ловушки, газ из которых выделялся на протяжении длительного периода времени. Ловушками в условиях Донбасса в основном служат флексуроподобные перегибы, купольные или тектонически экранированные зоны, которые часто примыкают к надвигам. Коллекторами выступает поровое или трещинно-поровое пространство.

Тектонической нарушенностью в той или иной мере затронуты все шахтные поля и отрабатываемые угольные пласты. Большинство случаев остановки, перенарезки лав или уменьшения их подвигания и, соответственно, добычи вызвано встреченными тектоническими нарушениями. При этом ни крупные или средние разрывы, ни первичная трещиноватость существенных осложнений не вызывают. Первые в своем большинстве выявляются еще на стадии геологоразведочных работ, негативное влияние первичной трещиноватости незначительно и нейтрализуется комплексом технологических мероприятий. Основную сложность и опасность представляют практически не выявляемые геологоразведочными работами мелкоамплитудные разрывы (с амплитудами до 10 м). Эта группа нарушений является наиболее многочисленной (от 80 до 95 % от общего количества разрывов). Именно их прогноз и своевременное выявление наиболее сложны и проблематичны.

Газодинамические явления (выбросы угля, породы и газа) являются важным фактором, осложняющим ведение горных работ. В работе [2] отмечена непосредственная связь этих явлений с мелкоамплитудной нарушенностью, независимо от того, что считают их основной причиной — газ или напряженное состояние горного массива.

Несомненно, существует пространственная и причинно-следственная связь сдвиговой тектоники и выбросов, которая может быть использована при составлении горно-геологических прогнозов [1]. Одним из методов, позволяющим локализовать возможные зоны проявления геодинамической активности в толще пород, проводя мониторинг на поверхности, является контроль газовыделения.

В связи с вышеизложенным *целью* настоящей работы является разработка теоретических основ прогнозирования темпа и интенсивности выделения метана на поверхности почвы в геодинамически активных зонах.

**Объект исследования** — интенсифицированный процесс выделения метана на поверхность почвы в геодинамически активных зонах.

**Предмет исследования** — закономерности кинетики выделения метана на поверхности над зонами геологических нарушений и пространственного распределения газа в горных породах в данных зонах.

**Задачи** исследования:

– получение теоретических оценок времени появления метана в приповерхностном слое почвы в геодинамически активных зонах и времени достижения его взрывоопасной концентрации;

– определение параметров, влияющих на скорость и интенсивность газовыделения, и степени их воздействия на протекание процесса.

**Методика исследования.** Выполнен теоретический анализ кинетики выделения метана на поверхности в геодинамически активных зонах (местах геологических нарушений). Массоперенос метана в геодинамической зоне представлен как диффузия по макроскопическому каналу (границе геологического нарушения), заключенному внутри породы с меньшей газопроницаемостью. Коэффициент диффузии заменен его эффективным аналогом, без уточнения конкретного механизма диффузионного и фильтрационного массопере-

носа. Получены зависимости давления газа в приповерхностных слоях от времени и близости к центру геодинамической зоны.

**1. Накопление метана и его связь с прочностными свойствами угленородного массива.** Объяснение факта повышенного газовыделения на поверхности над геодинамическими зонами можно получить на основании теоретического описания причин накопления газа в зонах геологических нарушений, представленного в [2]. О том, что такое накопление имеет место, известно и неоднократно отмечалось многими авторами [3, 4]. Зачастую геодинамические зоны представляют собой области интенсивных геологических нарушений (надвиги и т. д.) с хаотически перемешанной структурой (бывшей относительно упорядоченной, пластовой, до возникновения нарушения). При этом размер смещенных участков, сохранивших первоначальную структуру, может быть весьма большим и, несмотря на значительную глубину, на которой может находиться данный участок нарушения, его границы могут быть обнаружены и локализованы на поверхности. Естественно, физико-механические характеристики отдельных участков подобной зоны могут сильно различаться между собой. Как показано в [2], это влечет за собой и сильную дифференциацию термо- и газодинамических характеристик отдельных участков.

В [5] выведена удобная оценка, на сколько давление газа  $P$  на участке пласта, характеризующемся в силу различных причин пониженным модулем сдвига  $G$ , превышает давление на ненарушенном участке пласта  $P_\infty$

$$P - P_\infty \approx \frac{3P_\infty}{4G}(P_m - P_\infty), \quad (1)$$

где  $P_m$  — внешнее (горное) давление на пласт.

Причиной подобного локального уменьшения модуля сдвига может быть литология иного типа горной породы, слой которой сдвигаются и перемешиваются в

зонах геологических нарушений. Однако подобные локальные отклонения модуля сдвига от среднего по угольному пласту, геометрический размер которых сравним с мощностью пласта и намного меньше его простирания, не способны оказать существенное влияние на уровень газовыделения на поверхности, особенно если пласт располагается на большой глубине.

Газ скапливается в участках пласта с низким сопротивлением сдвигу и повышенной пористостью. В этих местах, по различным оценкам, давление метана может превышать среднее давление по пласту на 10–20 %. В условиях подземных разработок подобное превышение создает предпосылки для возникновения выбросоопасной ситуации, поскольку при ведении добычных работ целостность более прочной породы, ограничивающей естественно сформировавшийся газовый резервуар, нарушается. С другой стороны, в геодинамических зонах облегчен выход газа на поверхность, пусть даже этот процесс относительно малоинтенсивен в сравнении с выделением газа в выработанное пространство [6]. Таким образом, представляется возможной локализация трещин, геологических нарушений и иных геодинамических зон на поверхности по повышенному выделению метана. Причиной подобного явления следует с большой вероятностью считать более развитую систему пор и трещин, причем не локальную, а по всей глубине геодинамической зоны. С одной стороны, заметно повышенная пористость является удобным резервуаром для накопления метана под повышенным давлением [5]

$$P - P_{\infty} \approx \frac{3P_{\infty}}{4G} \frac{(\gamma - \gamma_{\infty})(P_m - P_{\infty})}{(1 - \gamma_{\infty})(1 - \gamma)}. \quad (2)$$

С другой стороны, степень развития системы пор и трещин, увеличение среднего диаметра пор и каналов приводит к перераспределению удельного веса различных механизмов массопереноса в пользу фильтрации, т. е. более быстрого перемещения молекул метана по направлению к поверхности. В

данном контексте «более быстрое» означает, что выделение метана на поверхности может быть замечено спустя месяцы после начала процесса, а не годы или десятилетия.

Точно описать зависимость поверхностного газовыделения от локализации подземных газовых резервуаров представляется затруднительным. К сожалению, модели, которые бы описывали взаимосвязь между упругими постоянными (с изменением которых связано накопление газа в определенной зоне) и такими характеристиками реальных материалов, как пористость и газопроницаемость, также отсутствуют.

Тем не менее можно применить существующий на данный момент теоретический аппарат для анализа экспериментальных данных, свидетельствующих о повышенном содержании и выделении метана в приповерхностных слоях пород, находящихся в геодинамических зонах [7].

**2. Кинетика газовыделения на поверхности геодинамически активных зон.** С точки зрения теории массопереноса выделение метана в геодинамической зоне можно представить как диффузию по макроскопическому каналу (границе геологического нарушения), заключенному внутри породы с меньшей газопроницаемостью. Сечение канала определяется конкретными горно-геологическими условиями на данном участке. В реальных условиях оно непостоянно, так же, как и структурные (пористость), механические (упругие модули) и, соответственно, газодинамические (проницаемость, динамическая вязкость и коэффициент диффузии метана) характеристики породы (рис. 1).

Для удобства теоретического описания данную ситуацию необходимо существенно упростить, приняв, что сечение и характеристики газопроводящего канала постоянны по всей его длине. Так же будет естественным считать, что сечение канала намного меньше, чем его длина: согласно данным [3, 7], ширина зоны существенно повышенного газовыделения составляет около 20–30 м (приблизительная ширина максимума на кривой на-

копления газа в датчике, см. [7]), а длина канала  $h$  может достигать нескольких сотен метров. Коэффициент диффузии удобно заменить его эффективным аналогом, не уточняя конкретный механизм диффузионного и фильтрационного массопереноса

$$D_f = \frac{1}{h} \int_0^h D_f(x) dx, \quad D_f = \frac{\kappa}{\mu} P. \quad (3)$$

где  $\kappa$  — коэффициент проницаемости породы ( $\text{м}^2$ ),  $\mu$  — динамическая вязкость метана ( $\text{Па}\cdot\text{с}$ ),  $P$  — давление метана в газосодержащем пласте, которое будем считать постоянным (ввиду относительно малого сечения газопроводящего канала). Как показывают расчеты и шахтные эксперименты, величина  $P$  может достигать 30 атм и увеличиваться на 10–20 % в потенциально выбросоопасных зонах [5].

Имеет смысл разграничить также два варианта перемещения метана по геодинамической зоне в приповерхностные слои породы. Первый из них подобен ситуации, рассмотренной в [6]. В этом случае значительный резервуар метана под избыточным давлением сформирован достаточно давно, чтобы постепенное перемещение метана происходило практически в стационарном режиме. Давление газа, выходящего на поверхность почвы, описывается формулой

$$P_s = P \frac{l}{\gamma h} \left( 1 - \operatorname{erf} \left( \frac{h}{2} \sqrt{\frac{\mu}{\kappa P t}} \right) \right), \quad (4)$$

где  $l$  — длина шнура, в котором производится замер концентрации газа.

Стационарное значение давления можно приближенно считать равным

$$P_s \approx P \frac{l}{\gamma h}. \quad (5)$$

Оценка показывает, что при реальных значениях глубины залегания газосодержащего пласта, давления газа в нем и пористости давление метана в поверхностном слое почвы составляет 1–2 % атмосферного, что согласуется с данными измерений [3, 7].

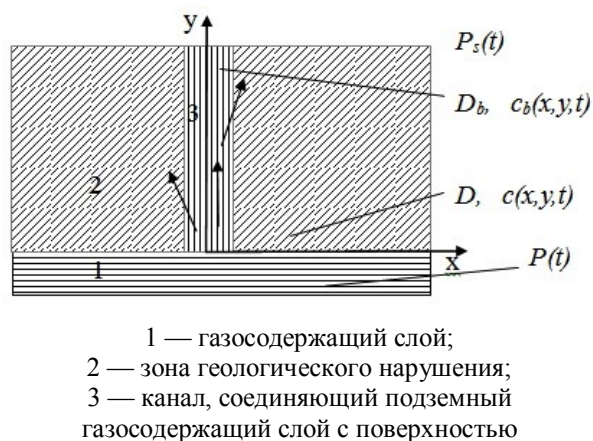


Рисунок 1 Схема газовыделения в геодинамической зоне

В силу известных свойств интеграла вероятности при больших значениях аргумента его величина меняется слабо. Соответственно, изменение концентрации метана по толщине приповерхностного слоя, где проводятся измерения, по причине ее малости в сравнении с глубиной газосодержащего слоя будет незаметным, а вот вдоль него — достаточным для регистрации измерительной аппаратурой, поскольку газопроницаемость значительно уменьшается, как только измерения выйдут за пределы устоявшегося газопроводящего канала.

Второй случай касается ситуации, когда в силу естественных или техногенных подвижек породы формируется новый канал массопереноса. Он соединяет зону, не подвергавшуюся ранее дегазации и в силу структурных (повышенная пористость) или прочностных факторов (пониженные модули упругости, иной тип породы и т. п.) накопившую избыточное количество метана.

Сформулировав задачу подобным образом, можно использовать для ее решения развитый математический аппарат, описывающий диффузию атомов по границам зерен [8].

Известно, что диффузия атомов по границам зерен происходит значительно быстрее, чем по свободному от дислокаций объему кристалла [9]. В используемой далее модели зернограничной диффузии

(модель Фишера, одна из наиболее простых и удобных) предполагается, что изолированная граница зерна (в нашем случае — газопроводящий канал) представляет собой полубесконечный изотропный слой одинаковой толщины с высоким коэффициентом диффузии. Граница зерна перпендикулярна к поверхности, на которой в нашем случае поддерживается постоянная концентрация диффузанта.

При диффузионном отжиге материал диффундирует вдоль оси  $y$  в объем зерна, а также вдоль его границы. Поскольку предполагается, что коэффициент зернограничной диффузии  $D_b$  много больше, чем в объеме кристалла  $D$ , диффузانت проникает по границе выше, чем в других местах (коэффициенты диффузии полагаем изотропными и постоянными). Именно поэтому начинается объемная диффузия вещества с двух стенок границы зерен в окружающие кристаллы. В рассматриваемой нами ситуации метан быстрее поднимается по газопроводящему каналу в геодинамической зоне и при этом через стенки канала проникает в окружающую породу, характеризующуюся меньшей газопроницаемостью. Поскольку  $D \ll D_b$ , прямой вклад диффузии с поверхности  $y = 0$  убывает быстрее, чем вклад массопереноса по каналу. Ширину и длину канала обозначим соответственно  $\delta$  и  $h$ , причем  $\delta \ll h$ .

Основой для решения данной задачи является система диффузионных уравнений [9]

$$\frac{\partial c_b(x, y, t)}{\partial t} = D_b \left( \frac{\partial^2 c}{\partial x^2} + \frac{\partial^2 c}{\partial y^2} \right) \text{ при } x \leq \frac{\delta}{2}, \quad (6)$$

$$\frac{\partial c(x, y, t)}{\partial t} = D \left( \frac{\partial^2 c}{\partial x^2} + \frac{\partial^2 c}{\partial y^2} \right) \text{ при } x \geq \frac{\delta}{2} \quad (7)$$

с граничным условием

$$\frac{\partial c}{\partial t} = D_b \frac{\partial^2 c}{\partial y^2} + \frac{D}{2\delta} \frac{\partial c}{\partial x} \Big|_{x=\frac{\delta}{2}}. \quad (8)$$

Начальные и граничные условия на бесконечности имеют вид

$$c(x, 0, t) = c_0 H(t), \quad c(x, y, 0) = 0 \quad (9)$$

при  $y > 0$ ,  $c(x, \infty, t) = 0$ ,

где  $c(x, y, t)$  — концентрация в произвольной точке углепородного массива;

$c_0$  — константа, имеющая размерность объемной плотности;

$H(t)$  — единичная функция Хевисайда

$$H(t) = \begin{cases} 1, & t \geq 0, \\ 0, & t < 0. \end{cases} \quad (10)$$

Ключевым моментом модели Фишера является предположение, что

$$\frac{\partial c_b(y, t)}{\partial t} \approx 0, \quad (11)$$

т. е. скорость увеличения концентрации диффузанта в границе быстро падает со временем. Данное предположение можно считать справедливым и в рассматриваемой нами ситуации, когда процесс переноса метана по геодинамической зоне существенно ускоряется вследствие массопереноса по более разветвленной системе пор и каналов, многие из которых в результате подвижек породы увеличили свой диаметр и длину. Тогда в граничных условиях  $c_b \rightarrow 0$  при  $y \rightarrow \infty$  концентрация диффузанта в канале равна

$$c_b(y, t) = c_0 \exp \left( - \frac{\sqrt{2} D^{1/4} y}{(\pi t)^{1/4} (\delta D_b)^{1/2}} \right), \quad (12)$$

а за его пределами

$$c(x, y, t) = c_0 \exp \left( - \frac{\sqrt{2} D^{1/4} y}{(\pi t)^{1/4} (\delta D_b)^{1/2}} \right) \times \operatorname{erf} \left( \frac{x - \delta/2}{2\sqrt{Dt}} \right). \quad (13)$$

Поскольку для соотнесения результатов расчета с экспериментальными данными нам необходимо знать в основном концентрацию метана вблизи поверхности, на глубине порядка метра, то данные формулы переписываются в виде

$$c_b(h, t) = c_0 \exp \left( - \frac{\sqrt{2} D^{1/4} h}{(\pi t)^{1/4} (\delta D_b)^{1/2}} \right), \quad (14)$$

$$c(x, h, t) = c_0 \exp \left( - \frac{\sqrt{2} D^{1/4} h}{(\pi t)^{1/4} (\delta D_b)^{1/2}} \right) \times \operatorname{erf} \left( \frac{x - \delta/2}{2\sqrt{Dt}} \right). \quad (15)$$

Соответственно, давление газа, выходящего на поверхность (или поступающего в датчик), составляет

$$P_s(t) = P \frac{l}{\gamma h} \exp \left( - \frac{\sqrt{2} D^{1/4} h}{(\pi t)^{1/4} (\delta D_b)^{1/2}} \right). \quad (16)$$

**3. Результаты и обсуждение.** При рассмотрении кинетики газовыделения в геодинамически активной зоне особое значение приобретает момент, с которого содержание метана в приповерхностном слое почвы станет отличным от нулевого. Для определения этого момента следует исходить из временной зависимости давления метана на поверхности (16). Тогда, с учетом (3), время, по истечении которого присутствие метана на поверхности станет заметным (время достижения потоком газа земной поверхности в пределах геодинамически активной зоны), оценивается как

$$t_1 = \frac{\kappa}{\kappa_b^2} \frac{\mu}{P} \frac{h^4}{\delta^2}. \quad (17)$$

При значениях параметров, близких к реально наблюдаемым ( $\kappa = 10^{-15} \text{ м}^2$ ,  $\kappa_b = 10^{-13} \text{ м}^2$ ,  $\mu \sim 10^{-5} \text{ Па} \cdot \text{с}$ ,  $P = 3 \cdot 10^5 \text{ Па}$ ,  $h = 700 \text{ м}$ ,  $\delta = 20 \text{ м}$ ), получаем оценку  $t_1 = 8 \text{ мес}$ .

Именно по истечении данного времени с момента формирования геодинамически активной зоны или резкого изменения ее свойств в силу каких-либо геологических или технологических процессов будет наблюдаться присутствие метана на поверхности на выходе из газопроводящего канала данной зоны.

Представляется важным определить, в какой момент концентрация метана в приповерхностной части геодинамически активной зоны может достичь взрывоопасного значения  $C_* \approx 4,4 \%$ . Из (16) следует оценка времени

$$t_* = \frac{\kappa}{\kappa_b^2} \frac{h^4}{\delta^2} \left( \frac{C_* \gamma h}{l} \frac{P_{atm}}{P} \right)^4. \quad (18)$$

При параметрах, указанных выше,  $t_* \approx 0,86 t_1$ . Но время накопления опасной концентрации метана в приповерхностном слое геодинамически активной зоны может и превышать  $t_1$ .

Еще одним важным параметром времени является промежуток с момента начала газовыделения до достижения стационарного значения давления выделяющегося метана (5). Он вычисляется на основании формулы (4) и составляет

$$t_2 = \frac{h^2 \mu}{\kappa_b P}. \quad (19)$$

Оценка данного промежутка времени при указанных выше параметрах составляет 5 лет, что вполне соответствует реально наблюдаемой картине газовыделения.

Рассчитанные в соответствии с (14), (15) профили распределения метана в газопроводящем канале и вне его соответствуют экспериментальным данным [3]: максимальное значение давления метана в центре геодинамической зоны (канале с большей газопроницаемостью) и уменьшение давления с увеличением расстояния от него.

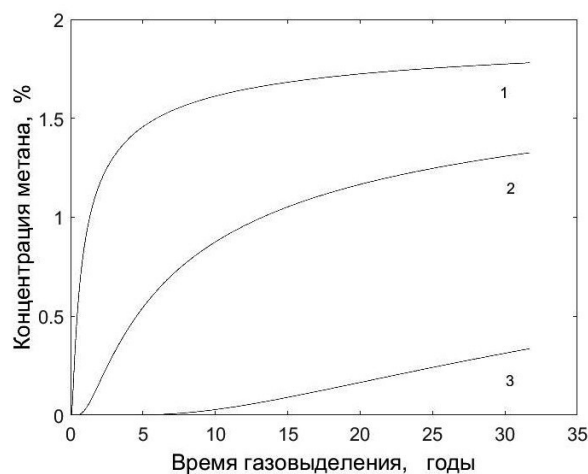
Результаты вычислений по формулам (4), (16), иллюстрирующие кинетику газовыделения в геодинамических зонах и их окрестностях, представлены на рисунке 2.

Из рисунка 2 видно, что зоны геологических нарушений, для которых характерна повышенная газопроницаемость угленосного массива, могут быть обнаружены при помощи непрерывного мониторинга газовыделения на поверхности как по уровню газовыделения (видна разница в

уровне насыщения в несколько раз), так и по его кинетике (возможна регистрация повышения концентрации метана на поверхности над вновь сформировавшимися геодинамически активными участками техногенного происхождения).

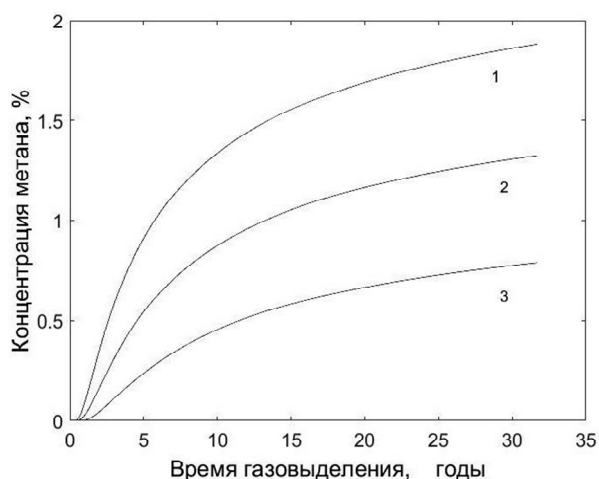
На рисунке 3 представлены результаты расчета кинетики выделения метана при различном пластовом давлении газа. При локальном увеличении пластового давления в геодинамической зоне в силу каких-либо причин (к примеру, изменение прочностных характеристик массива или конфигурации пласта в ходе его разработки, см. [2]) соответственно изменяется и уровень газовыделения над данной областью. Изменения отразятся на газовыделении не мгновенно, а спустя период от нескольких месяцев до 1–5 лет, как видно из рисунка 3.

Рисунок 4 иллюстрирует зависимость кинетики газовыделения на поверхности геодинамической зоны от глубины залегания газоносного пласта. Видно, что наибольшее влияние глубина залегания оказывает на стационарный уровень концентрации метана, достигаемый по прошествии нескольких лет с момента активации газовыделения.



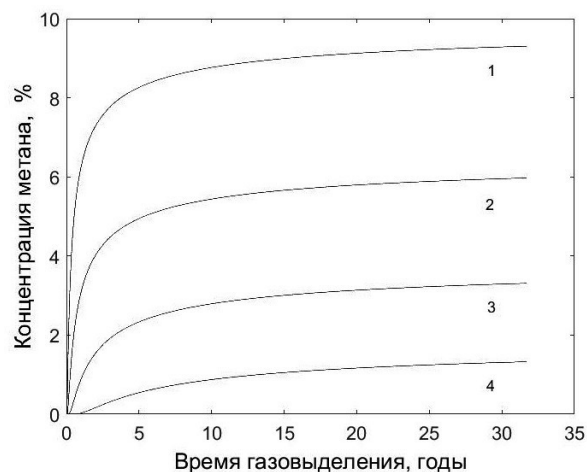
1 —  $\kappa = 10^{-12} \text{ м}^2$ ; 2 —  $\kappa = 10^{-13} \text{ м}^2$ ; 3 —  $\kappa = 10^{-14} \text{ м}^2$

Рисунок 2 Газовыделение в геодинамической зоне при различной проницаемости породы, рассчитанное по формуле (8) ( $h = 700 \text{ м}$ ,  $\gamma = 0,15$ ,  $\mu = 1,14 \cdot 10^{-5} \text{ Па} \cdot \text{с}$ ,  $P = 3 \cdot 10^5 \text{ Па}$ )



1 —  $P = 4 \cdot 10^5 \text{ Па}$ ; 2 —  $P = 3 \cdot 10^5 \text{ Па}$ ; 3 —  $P = 2 \cdot 10^5 \text{ Па}$

Рисунок 3 Газовыделение в геодинамической зоне при различном пластовом давлении ( $h = 700 \text{ м}$ ,  $\gamma = 0,15$ ,  $\mu = 1,14 \cdot 10^{-5} \text{ Па} \cdot \text{с}$ ,  $\kappa = 10^{-13} \text{ м}^2$ )



1 —  $h = 200 \text{ м}$ ; 2 —  $h = 300 \text{ м}$ ; 3 —  $h = 500 \text{ м}$ ;  
4 —  $h = 1000 \text{ м}$

Рисунок 4 Газовыделение в геодинамической зоне при различной глубине залегания пласта ( $P = 3 \cdot 10^5 \text{ Па}$ ,  $\gamma = 0,15$ ,  $\mu = 1,14 \cdot 10^{-5} \text{ Па} \cdot \text{с}$ ,  $\kappa = 10^{-13} \text{ м}^2$ )

На рисунке 5 представлены результаты расчета кинетики газовыделения в геодинамической зоне при различном соотношении эффективных коэффициентов массопереноса в самой зоне ( $D_b$ ) и в окружающих породах ( $D$ ). Видно, что чем больше различие эффективных коэффициентов диффузии, тем более активным ста-



новится выделение метана именно в зоне геологического нарушения, а не выход его на поверхность путем проникновения через прилегающий углепородный массив. При этом следует учитывать, что речь идет о различии на порядки, в силу различных механизмов диффузии и фильтрации, вовлеченных в процесс массопереноса. Роль и, соответственно, вклад данных механизмов в общий процесс газовыделения сильно зависят от структуры породы на данном участке пласта.

На рисунке 6 представлен результат расчета кинетики накопления метана в приемной камере измерительного устройства, установленного на поверхности геодинамически активной зоны.

Предполагалось, что газonosный пласт расположен на глубине  $h = 700$  м. Основные параметры те же, что были использованы для расчетов на рисунке 5. В ходе предыдущих измерений приповерхностное содержание метана понизилось, и основной поток метана идет с глубины порядка 10 м.

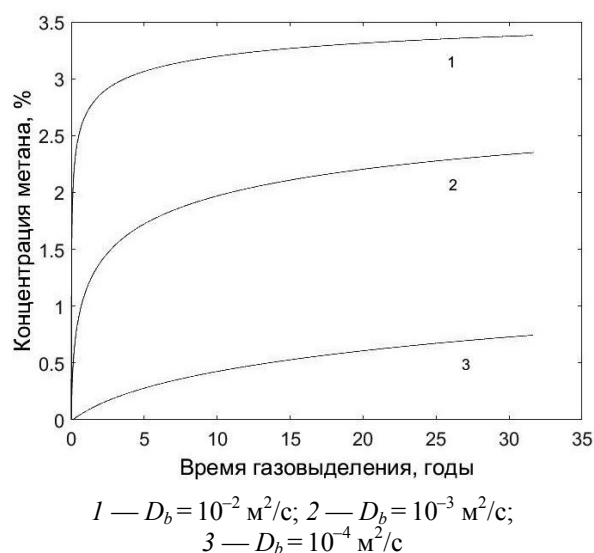


Рисунок 5 Газовыделение в геодинамической зоне при различном соотношении эффективных коэффициентов массопереноса, рассчитанное по формуле (20) ( $h = 500$  м,  $\delta = 10$  м,  $P = 3 \cdot 10^5$  Па,  $\gamma = 0,15$ ,  $D = 10^{-7} \text{ м}^2/\text{с}$ )

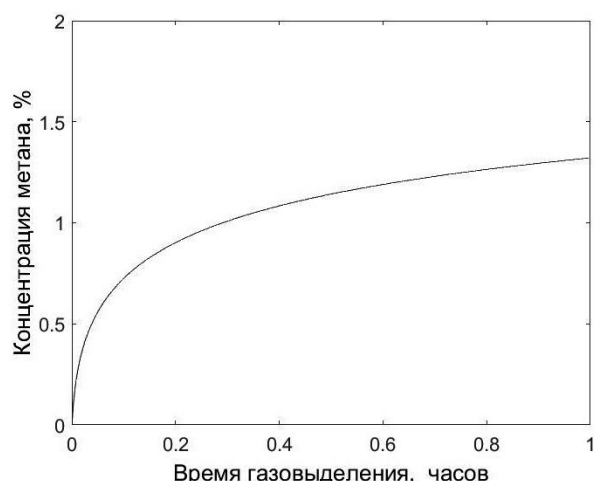


Рисунок 6 Кинетика накопления метана в приемной камере измерительного устройства, установленного на поверхности геодинамически активной зоны (глубина залегания газonosного пласта  $h = 700$  м, коэффициенты массопереноса  $D = 10^{-7} \text{ м}^2/\text{с}$ ,  $D_b = 10^{-4} \text{ м}^2/\text{с}$ )

Видно, что основное накопление газа (более 50 %) происходит за небольшой промежуток времени, порядка 10–15 минут, что позволяет полагать результаты измерений, проводимых по методике, описанной выше, достаточно надежными и адекватно отражающими картину переноса метана к поверхности геодинамической зоны.

На рисунке 7 представлен результат расчета концентрационного профиля распределения метана в приповерхностном слое геодинамической зоны и в ее окрестности. Здесь проиллюстрирован случай выхода метана на поверхность по каналу вновь сформировавшейся геодинамической зоны. Как следует из расчетов, результаты которых представлены на рисунках 3–5, метан, содержащийся в газonosном пласте, подвергшемся техногенным или естественным воздействиям, вследствие которых и образовалась зона геологического нарушения, достигнет поверхности по прошествии достаточно существенного времени (несколько дней, а наиболее вероятно, месяцев или лет). С этого момента и начинается эволюция концентрационного профиля метана в

окрестностях геодинамической зоны, начальный период которой и представлен на рисунке 7. Очевидно, что реальный концентрационный профиль будет иметь более размытую форму, поскольку сам канал, по которому распространяется метан, может иметь более сложную (не идеально вертикальную) конфигурацию, в том числе и разветвляющуюся.

Кроме того, что более существенно, реальные измерения проводятся в условиях, когда нельзя точно определить момент начала установившегося режима газовыделения вдоль канала геодинамической зоны. На форму профиля влияет также глубина залегания газоносного слоя и соотношение коэффициентов переноса метана в самой геодинамической зоне и вне ее (в реальности профиль расширяется еще и за счет прямого перемещения метана к поверхности через толщу пород, которое не учитывался в рамках данной модели). Результат подобного воздействия продемонстрирован на рисунке 8.

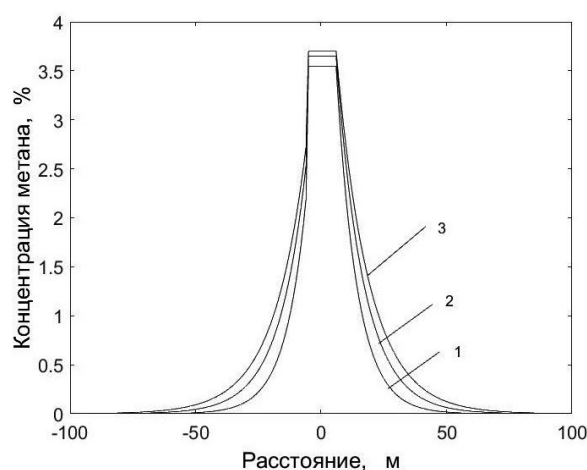


Рисунок 7 Профиль распределения метана в приповерхностном слое геодинамической зоны и в ее окрестности (глубина залегания газоносного пласта  $h=500$  м, коэффициенты массопереноса  $D=10^{-7}$  м<sup>2</sup>/с,  $D_b=10^{-4}$  м<sup>2</sup>/с). Отсчет времени ведется от момента, когда поток метана на поверхности геодинамической зоны становится стационарным: 1 — через 10 минут от начала отсчета, 2 — 30 минут, 3 — 60 минут

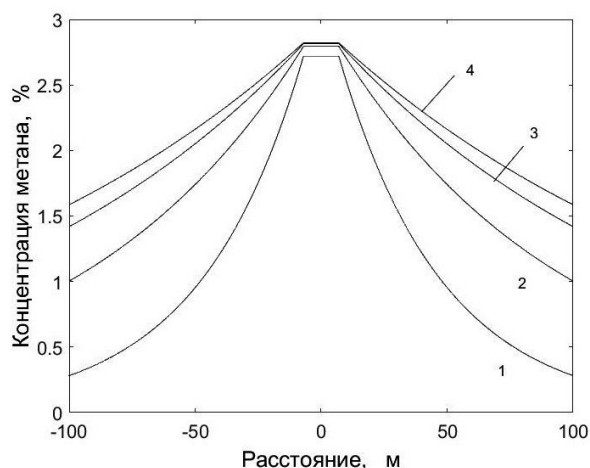


Рисунок 8 Профиль распределения метана в приповерхностном слое геодинамической зоны и в ее окрестности (глубина залегания газоносного пласта  $h=700$  м, коэффициенты массопереноса  $D=10^{-7}$  м<sup>2</sup>/с,  $D_b=10^{-3}$  м<sup>2</sup>/с). Отсчет времени ведется от момента, когда поток метана на поверхности геодинамической зоны становится стационарным: 1 — через 1 час от начала отсчета, 2 — 1 сутки, 3 — 5 суток, 4 — 10 суток

Видно, что при большой разнице в коэффициентах массопереноса и вариациях глубины залегания источника метана его концентрационный профиль становится подобным тем, что регистрируются экспериментально [3, 7]. Поэтому представляется возможным судить на базе данной модели и по экспериментальным данным о глубине залегания газоносного слоя в геодинамической зоне (она может отличаться от глубины этого же слоя вдали от геологического нарушения), о ширине газопроводящего канала (т. е. в некоторой степени и о размерах нарушения), степени нарушения горных пород в данной зоне (по разнице коэффициентов массопереноса). Совокупность теоретического описания и полевых измерений уровня выделения метана на поверхность в геодинамически активных зонах представляется удобным и эффективным средством мониторинга и прогноза газовой обстановки в зонах геологических нарушений.

**Выводы.** Контроль выделения метана на поверхности геодинамических зон может являться эффективным средством для определения участков, где метан может, во-первых, локально накапливаться в количествах, превышающих средние значения в углепородных пластах в данной местности, и, во-вторых, проникать в здания и сооружения на поверхности, создавая угрозу накопления газа до уровня взрывоопасных концентраций. Кроме того, постоянный мониторинг данных зон позволит отслеживать необычные изменения концентрации метана и, соответственно, делать выводы о влиянии природных и техногенных факторов на эволюцию геодинамически активных зон. Расчеты пока-

зывают возможность оценки уровня содержания метана на глубине по уровню и эволюции поверхностного газовыделения.

Совокупность теоретического описания и полевых измерений уровня выделения метана на поверхность в геодинамически активных зонах представляется удобным и эффективным средством мониторинга и прогноза газовой обстановки в зонах геологических нарушений. Результаты работы позволяют на базе данной модели и по экспериментальным данным делать выводы о глубине залегания газоносного слоя в конкретной геодинамической зоне, ширине газопроводящего канала, степени нарушенности горных пород в данной зоне.

### Библиографический список

1. Евдоцук, Н. И. О роли горно-геологических условий и физико-химических факторов при формировании газонасыщенности углепородных массивов Донецко-Макеевского углепромышленного района [Текст] / Н. И. Евдоцук, Н. В. Вергельская, А. Н. Кришталь // *Тектоника и стратиграфия*. — 2013. — Вып. 40. — С. 12–26.
2. Алексеев, А. Д. Физика угля и горных процессов [Текст] / А. Д. Алексеев. — К. : Наукова думка, 2010. — 423 с.
3. Василенко, Т. А. Исследование содержания метана в почвенном воздухе в области выхода под наносы геологических нарушений [Текст] / Т. А. Василенко, Н. И. Волощина, И. Е. Кольчик, А. В. Молодецкий, А. А. Подрухин // *Горный информационно-аналитический бюллетень*. — 2016. — № 7. — С. 159–166.
4. Стариков, Г. П. Методические основы определения времени формирования опасных концентраций метана в замкнутых объемах, расположенных на территории закрытых шахт [Текст] / Г. П. Стариков, А. А. Подрухин, Э. В. Борисенко // *Труды РАНИМИ : сб. научн. трудов*. — Донецк, 2018. — № 5 (20). — С. 128–144.
5. Алексеев, А. Д. Равновесное распределение газов в угольных пластах [Текст] / А. Д. Алексеев, Э. П. Фельдман // *Письма в ЖТФ*. — 2008. — Т. 34. — Вып. 14. — С. 48–53.
6. Стариков, Г. П. Кинетика фильтрации и выделения метана на поверхность при прекращении ведения работ в угольных шахтах [Текст] / Г. П. Стариков, В. М. Юрченко, Т. Н. Мельник, А. А. Подрухин // *ФТВД*. — 2019. — Т. 29. — № 1. — С. 95–103.
7. Сергиенко, А. И. Графоаналитический способ определения границ распространения геодинамических зон на земной поверхности в пределах горных отводов закрытых шахт [Текст] / А. И. Сергиенко, А. А. Подрухин // *Физико-технические проблемы горного производства*. — Донецк : ИФГП НАНУ, 2010. — Вып. № 13. — С. 128–135.
8. Бекман, И. Н. Математика диффузии [Текст] / И. Н. Бекман. — М. : ОнтоПринт, 2016. — 400 с.
9. Каур, И. Диффузия по границам зерен и фаз [Текст] / И. Каур, В. Густ. — М. : Машиностроение, 1991. — 448 с.

© Стариков Г. П.  
 © Шажко Я. В.  
 © Мельник Т. Н.  
 © Подрухин А. А.

*Рекомендована к печати д.т.н., проф., зав. каф. СГ ДонГТИ Литвинским Г. Г.,  
к.т.н., с.н.с. ГУ «ИФГП» Борисенко Э. В.*

*Статья поступила в редакцию 14.10.2020.*

**Doctor of Technical Sciences Starikov G. P., PhD in Engineering Shazhko Ya. V., PhD in Physics and Mathematics Melnik T. N., Podrukhin A. A.** (SI “Institute of Physics of Mining Processes”, Donetsk, DPR, ifgpdnr@mail.ru)

#### **KINETICS OF METHANE RELEASE IN GEODYNAMICALLY ACTIVE ZONES**

*The work carried out a theoretical analysis of kinetics of methane release on the surface in geodynamically active zones (for example, areas of geological breaches). Dependencies of gas pressure in near-surface layers on time and proximity to centre of geodynamic zone are obtained considering real mining-geological parameters of massif. The analysis is the theoretical basis of method for predicting the rate and intensity of methane release on the soil surface above mining sites and geological breaches.*

**Key words:** geodynamic zone, seam breach, methane, gas release.

УДК 622.023:622.271.33

д.т.н. Лабинский К. Н.,

к.т.н. Кустов В. В.

(ДонНТУ, г. Донецк, ДНР, kustovvv@mail.ru)

## ВЛИЯНИЕ СВОЙСТВ ШАХТНЫХ ПОРОД НА ХАРАКТЕРИСТИКУ ОТКОСА И СТРУКТУРУ ТЕРРИКОНА

*Исследовано комплексное влияние влажности и крупности сыпучих пустых пород и параметров отвалообразования на структуру техногенного образования — террикона. Даны рекомендации по применению полученных результатов для создания техногенных образований с прогнозируемой устойчивостью откосов, внутренней структурой и возможностью создания техногенных месторождений на основе управления процессом сегрегации сыпучих пород.*

**Ключевые слова:** откос, отвал, кусковатость, террикон, угол естественного откоса, деформация, техногенные образования, сегрегация.

**Актуальность и задача исследований.** Эффективность современного горного производства существенно зависит от решения проблем природоохранного характера и в первую очередь комплексного освоения природных ресурсов с максимальным извлечением полезного компонента из недр и, как результат, сохранения земельных ресурсов района разработки.

Существенным резервом повышения эффективности разработки угольных месторождений служит изучение возможностей использования отходов производства в качестве техногенных месторождений [1].

При подземной разработке угольных месторождений Донбасса на поверхность выдается более 70 млн т горной породы ежегодно. В терриконах, занимающих площадь 8,5 тыс. га земли, заскладировано около 2 млрд м<sup>3</sup> шахтных пород. Эти земли можно было использовать как в сель-

ском хозяйстве, так и для гражданского и промышленного строительства [2].

Большинство подобных действующих породных отвалов являются источником пыли, эксплуатируются в горящем состоянии, выделяя при этом углекислые и сернистые газы. Терриконы как техногенные образования опасны также в плане развития оползневых процессов. Поэтому **важной задачей** является оценка структуры террикона и характеристики откосов для проектирования технологии формирования новых техногенных месторождений сыпучих пород и возможности последующей их разработки.

**Изложение материала и его результаты.** Рассмотрим процесс формирования террикона, используя закономерность (1) распределения по фракциям кусков горных пород в поперечном сечении техногенного насыпного образования конусообразной формы [3]

$$R_{cp} = R_{max} \frac{(H-h)^2}{H^2} \left( 1 - \frac{R_0}{R_{max}} e^{\frac{-r^2}{H^2 ctg^2 \alpha}} \right) + AR_0^3 \rho - BR_0^2 tg(\varphi) + CR_0 \lambda + \frac{R_{min}}{R_{max}}, \quad (1)$$

где  $R_0$ ,  $R_{max}$  и  $R_{min}$  — соответствующие значения для среднего, максимального и минимального (обычно  $R_{min} \rightarrow 0$ ) размера куска исходного материала, м;  $\gamma = R_{max} \times (H-h)^2 / H^2$  — нормировочный коэффициент;  $H$  — высота конуса, м;  $h$  — вы-

сота изучаемого горизонта (слоя) относительно основания, м;  $A$ ,  $B$  и  $C$  — величины, характеризующие физико-механические свойства сыпучего материала и пропорциональные плотности куска  $\rho$ , коэффициенту внутреннего трения сыпучего материала

$f = \operatorname{tg}(\varphi)$  и коэффициенту  $\lambda$ , учитывающему особенность формы куска. Смысл данной закономерности заключается в том, что средний размер куска породы возрастает с удаленностью его положения относительно оси конуса. В результате вдоль вертикальной оси конуса формируется ядро в форме обелиска, состоящее из наиболее мелких фракций. Крупная же фракция концентрируется по краю основания конуса.

Произведем оценку мощности и формы слоев пород различной кусковатости в массиве террикона и формы его откоса в зависимости от гранулометрического состава исходного материала. В процессе формирования терриконов, которое происходило в течение десятилетий, изменялась технология проведения горных выработок: молотковая, буровзрывная, комбайновая. В результате чего изменялись не только максимальная крупность кусков горной породы и гранулометрический состав исходного материала, но и распределение в терриконе по величине среднего размера куска. Если при буровзрывном способе с использованием погрузочных машин максимальный размер куска составлял 350–400 мм, при комбайновом способе — 200–300 мм. В горной массе, разгружаемой в терриконы, частицы угля представлены в основном классом 0–100 мм.

При определении структуры террикона примем во внимание следующие обстоятельства:

- во-первых, при всем многообразии факторов, определяющих конечный гранулометрический состав дробленных горных пород, он в конечном итоге описывается нормальным распределением Гаусса — Лапласа;

- во-вторых, при определении структуры террикона как техногенного образования исходим из того, что при оценке гранулометрического состава дробленной породы наиболее широкое применение получила экспоненциальная функциональная зависимость Розина — Раммлера;

- в-третьих, поскольку одним из определяющих показателей качества взрывной

подготовки является максимальный размер куска по условию его погрузки и транспортирования, то для определенности дальнейшего рассмотрения примем гранулометрический состав, характерный для буровзрывного способа проведения горных выработок с максимальным размером куска 400 мм.

Террикон разделим условно на слои по преобладанию соответствующей крупности пород с привязкой границы каждого слоя к поверхности откоса насыпи, как указано на рисунке 1. Верхняя часть террикона (первый слой) сформирована классом пород 0–50 мм; второй слой — классом пород 50–100 мм; третий — 100–200 мм; четвертый слой представлен классом 200–300 мм и пятый — классом более 300 мм.

В работе [3] установлено, что сегрегация пород по высоте террикона происходит с такой же закономерностью, как и распределение кусков по крупности в отсыпном слое по откосу (рис. 1) при условии, что отсыпные породы близки по плотности. Исключение составляют пирит, уголь и другие минералы, которые существенно отличаются по плотности или являются специфическими для данного месторождения. Поскольку плотность угля в два раза меньше плотности всех наиболее распространенных пород, то следует ожидать, что он при размере 0–100 мм сосредотачивается в классе пород 0–50 мм или на границе между первым слоем (0–50 мм) и вторым слоем, который определяется крупностью 50–100 мм.

Формула для определения среднего диаметра зерен сыпучего материала зависит от принимаемого определяющего свойства при усреднении [4]. При решении вопросов дробления и измельчения материала за определяющее свойство, как правило, принимают расход энергии. В практике оценки кусковатости взорванной горной массы широко используется логарифмически нормальный закон распределения [5]. В настоящее время в электронных таблицах Excel и математическом редак-

торе Mathcad доступны функции (ЛОГНОРРАСП и phnorm, dinorm соответственно), позволяющие строить и анализировать кривые логарифмически нормального распределения. Средний размер куска (математическое ожидание) определяется выражением

$$d_{cp} = \frac{\sum d_{cpi} \times w_i}{100}, \quad (2)$$

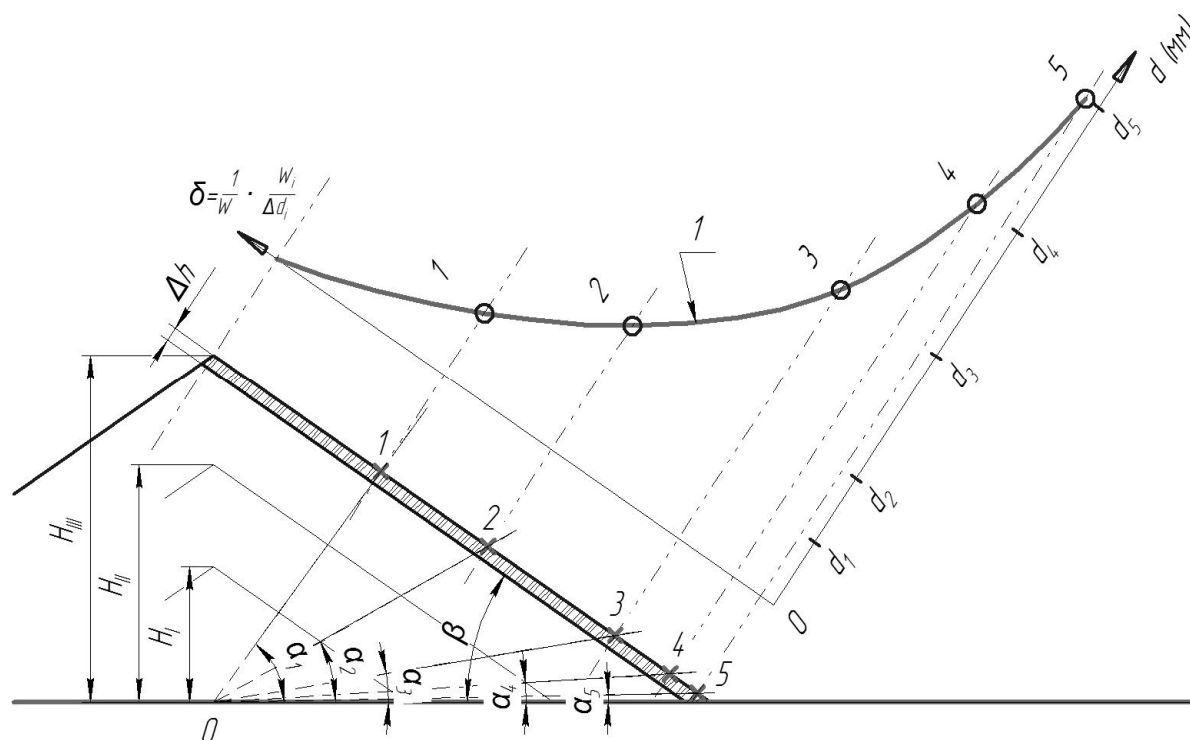
где  $w_i$  — весовой выход  $i$ -ой фракции ( $i = 1 \div 4$ );  $d_{cpi}$  — средний диаметр зерен  $i$ -й фракции, мм.

На основании результатов, полученных в работах [3, 7, 8], определим положение каждого  $i$ -го слоя через значение (3) параметра  $H_i = f(d_{cpi})$ , который фактически является положением нижней границы слоя относительно основания террикона

$$H_i = H - H \left[ \frac{d_{cpi}}{d_{cp} - d_{cpi} \times e^{-\frac{r^2}{H^2 \operatorname{ctg}^2 \alpha}}} \right], \quad (3)$$

где  $H$  — высота террикона, м;  $H_i$  — положение нижней границы  $i$ -го слоя относительно основания террикона, м;  $r$  — удаленность границы слоя от вертикальной оси конуса террикона, м;  $\alpha$  — угол естественного откоса  $i$ -го слоя.

Поверхность постоянного значения размера куска  $d_{cpi}$  имеет экспоненциальный прогиб, величина которого в первом приближении соответствует поверхности перевернутого конуса. Таким образом, мощность  $i$ -го слоя определяется значениями  $H_{i-1}$  и  $H_{i+1}$  по поверхности откоса (рис. 2).



$H_1, H_2, H_3$  — этапы образования насыпи;  $\beta$  — угол откоса;  $\alpha_1 \dots \alpha_5$  — углы, определяющие границы (пределы) для соответствующей крупности

Рисунок 1 Схема к определению распределения сыпучего скального материала по крупности в тонком слое  $\Delta h$  откоса насыпного образования (террикона) на основе кривой  $I$  распределения частностей весовых выходов  $\delta = f(d)$

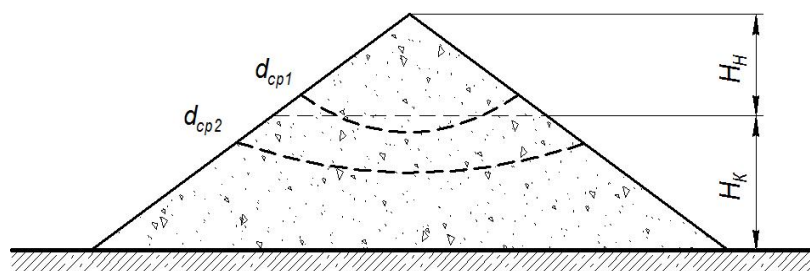


Рисунок 2 Форма ограничивающих поверхностей для  $i$ -го слоя по параметру  $d_{cpi}$  (обозначено пунктирными линиями)

Предложенная в работе [6] структура терриконов и хребтовидных отвалов дает общую картину распределения породы в массиве по ее плотности без явного учета параметра ее крупности. Более того, предложенная структура «плоских слоев» для террикона, как показали проведенные исследования [3], не вполне корректна, так как не учитывается факт образования осевого обелиска, сложенного мелкими фракциями.

С учетом результатов моделирования процесса сегрегации сыпучих пород [7] предлагается в первом приближении объем пород в слое определять как результат добавления и (или) вычитания объемов шаровых слоев к объему соответствующего конуса (рис. 2).

Объем верхнего первого слоя для крупности 0–50 мм при мощности слоя  $H_1$

$$V_1 = \frac{\pi}{3} H_1^3 \operatorname{ctg}^2 \beta, \text{ м}^3. \quad (4)$$

Объем шарового слоя  $V_i$ , положение которого определяется значением  $H_i$ , имеет вид

$$V_i = \frac{\pi}{3} \operatorname{ctg}^2 \beta \times (H_i^3 - H_{i-1}^3). \quad (5)$$

На основании данных о распределении горных пород в терриконе по крупности и влажности [8] объем первого верхнего слоя составит 11–15 % (в зависимости от размеров среднего куска  $d_{cpi}$ ), второго — 25–27 %, третьего — 26–30 %, четвертого — 31–35 % объема техногенного образования.

Поверхность откоса в вертикальном (осевом) сечении террикона имеет характерную кривизну, которая определяется как распределением масс по крупности по высоте насыпи в результате сегрегации, так и влажностью слагающих пород [7]. Зависимость угла естественного откоса от крупности и влажности горной массы представлена на рисунке 3.

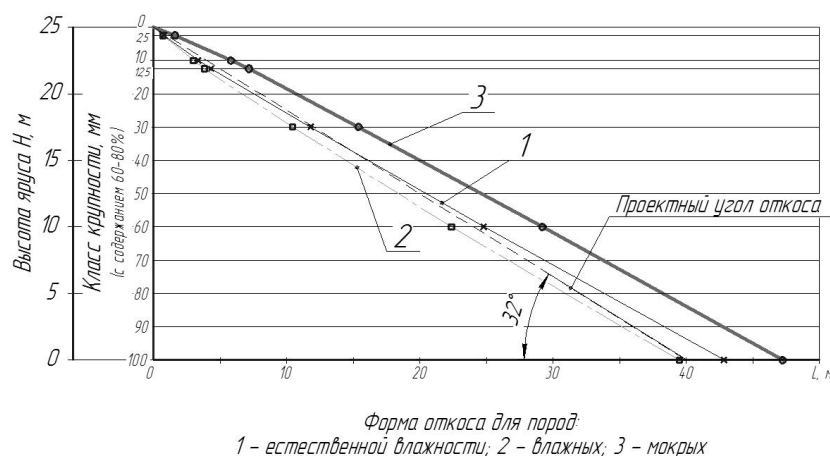


Рисунок 3 Форма откосов в зависимости от грансостава и влажности образующих слоев



Угол естественного откоса повышается главным образом в мелких фракциях горных пород с повышением влажности, но при достижении весовой предельной влажности резко снижается. Это может привести к возникновению оползневых процессов в результате смыва мелких фракций и накопления их в средней части откоса террикона.

**Выводы и направление дальнейших исследований.** Выполненные исследования позволили сделать следующие выводы:

1. Предложенная методика определения структуры террикона и объемов характерных слоев с прогнозируемым  $d_{срi}$  позволяет произвести оценку возможности рассмотрения техногенного образования в качестве потенциального источника минерального сырья — техногенного месторождения, определить потенциальные запасы, выбрать рациональную систему разработки месторождения с учетом структурных особенностей массива.

2. Поверхность откоса в вертикальном (осевом) сечении террикона имеет характерную кривизну, которая определяется распределением масс по крупности по высоте насыпи в результате сегрегации. В верхней часть насыпи, которая сложена мелкими фракциями, угол естественного откоса  $41^\circ$  и может достигать при определенной влажности  $51^\circ$  [8]. У подножия

террикона концентрируются крупные фракции 300–400 мм и более, а угол составляет  $32\text{--}34^\circ$ . Таким образом, у подножия формируется естественная подпорная призма из крупных фракций. Как показали расчеты [8], наличие естественного контрфорса повышает коэффициент запаса устойчивости для откоса на 10–12 %. Увеличение влажности оказывает существенное влияние на состояние мелких фракций, что может привести к оползневым явлениям. Поскольку в них присутствует значительное содержание углесодержащих зерен, а они сосредоточены на вершине террикона, то миграция их к основанию требует дополнительных исследований слагающих пород, что требует изменений в подходах к определению устойчивости откоса техногенного образования.

3. Необходима разработка технологии отсыпки пород, позволяющая получать за счет сегрегации сырье с новыми качественными характеристиками.

Дальнейшие исследования будут направлены на разработку методики прогнозирования распределения по крупности и плотности горных пород и в первую очередь угля в массиве террикона с целью изучения его как потенциального техногенного месторождения с возможностью разработки его в будущие периоды.

### Библиографический список

1. Научные основы рационального природопользования при открытой разработке месторождений [Текст] : моногр. / Г. Г. Пивняк, И. Л. Гуменик, К. Дребеништедт, А. И. Панасенко. — Дн. : Национальный горный университет, 2011. — 568 с.
2. Бент, О. И. Экологические особенности шахтных терриконов Донбасса [Текст] / О. И. Бент, Н. И. Беседа // Уголь Украины. — 1998. — № 36. — С. 47–48.
3. Кустов, В. В. О математическом моделировании процесса сегрегации горной массы при формировании конусообразного объекта [Текст] / В. В. Кустов, Г. Д. Пчёлкин // Металлургическая и горная промышленность. — 2009. — № 1. — С. 96–101.
4. Андреев, С. Е. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых [Текст] : моногр. / С. Е. Андреев, В. А. Перов, В. В. Зверевич. — [3-е изд., перераб. и доп.]. — М. : Недра, 1980. — 415 с.
5. Симонов, П. С. Особенности распределения размера среднего куска и выхода негабарита при взрывных работах на карьерах [Текст] / П. С. Симонов // Горный научно-информационный бюллетень. — 2017. — № 4. — С. 320–327.
6. Сухаревский, В. М. Деформация породных отвалов [Текст] : моногр. / В. М. Сухаревский, А. .П. Стельмах, И. С. Фридман. — К. : Техника, 1970. — 180 с.

7. Лабинский, К. Н. Формирование и разработка техногенных месторождений на основе управления процессом сегрегации сыпучих пород [Текст] / К. Н. Лабинский, В. В. Кустов // Проблемы горного давления : сборник научных трудов. — Донецк : ДонНТУ, 2016. — Вып. 1 (28). — С. 79–88.

8. Лабинский, К. Н. Техногенные месторождения сыпучих горных пород: технология формирования и разработки [Текст] : моногр. / К. Н. Лабинский, В. В. Кустов ; ГОУ ВПО «ДонНТУ». — Донецк : Донбасс, 2017. — 160 с.

© Лабинский К. Н.

© Кустов В. В.

**Рекомендована к печати д.т.н., проф., зав. каф. СГ ДонГТИ Литвинским Г. Г.,  
д.т.н., проф., зав. каф. СЗПСГ ДонНТУ Борщевским С. В.**

*Статья поступила в редакцию 02.12.2020.*

**Doctor of Technical Sciences Labinskiy K. N., PhD in Engineering Kustov V. V. (DonNTU, Donetsk, DPR, kustovvv@mail.ru)**

#### **INFLUENCE OF MINE ROCK PROPERTIES ON SLOPE CHARACTERISTIC AND TERRICONE STRUCTURE**

*There has been studied the complex influence of moisture and coarseness of loose empty rocks and parameters of dumping on structure of man-made formations — terricone. Recommendations are given on using the obtained results for creation of man-made formations with predicted stability of slopes, internal structure and possibility of creation of man-made deposits on the basis of control the segregation of loose rocks.*

**Key words:** *slope, dump, lumpy, terricone, angle of natural slope, deformation, man-made formations, segregation.*

УДК 621.764:621.928.6

к.т.н. Корчевский А. Н.  
(ДонНТУ, г. Донецк, ДНР, [korchevskyial@mail.ru](mailto:korchevskyial@mail.ru)),  
Холодов К. А.  
(ООО «ПрофЛайн», г. Саратов, Россия),  
д.т.н. Сергеев П. В.  
(ООО «Ресурс-Инжиниринг-Донбасс», г. Донецк, ДНР)

## РАЗРАБОТКА И АНАЛИЗ РЕГРЕССИОННОЙ МОДЕЛИ ПРОЦЕССА ОБОГАЩЕНИЯ АНТРАЦИТОВ НА КОНЦЕНТРАЦИОННОМ СТОЛЕ

Методом планирования эксперимента разработана и проанализирована регрессионная модель процесса обогащения антрацитовых шламов на концентрационном столе опорного бигармонического типа СКОБ-2,5×2М. Исследовано влияние на процесс пяти факторов: удельного расхода смывной воды; размаха колебаний деки стола; нагрузки по питанию; продольного и поперечного углов наклона деки. Установлено, что наиболее значимым фактором является нагрузка по питанию, наименее — углы наклона деки. Прослеживается четкая экстремальная зависимость эффективности процесса разделения от всех исследуемых параметров. Это позволило решить задачу оптимизации процесса обогащения на концентрационном столе — определены координаты экстремума-максимума целевой функции (эффективности разделения по Ханкоку — Луйкену) в факторном пространстве.

**Ключевые слова:** концентрационный стол, антрацитовые шламы, планирование эксперимента, регрессионная модель.

**Проблема и её связь с научными и практическими задачами.** Концентрационные столы находят широкое применение при гравитационном обогащении мелкозернистого материала при переработке оловянных, вольфрамовых, золотосодержащих и других руд и россыпей редких и благородных металлов, а также углей и антрацитов, разделяемые минералы которых характеризуются значительным различием в их плотности.

В последние годы эти аппараты находят все более широкое применение в угольной отрасли для предварительной переработки горной массы шахт для снижения зольности рядового угля и антрацита и количества перевозимой пустой породы, а также для вторичной стадии утилизации породугольных отвалов [1].

Эффективность использования концентрационных столов в углеобогащении во многом определяется их конструктивными особенностями, а также свойствами исходного материала. В связи с этим разработка рациональных основ применения этих аппа-

ратов в практике углепереработки является актуальной научно-технической задачей.

**Целью** данной работы является изучение процесса обогащения антрацитов на концентрационном столе.

**Объект исследования** — технология обогащения антрацитовых шламов.

**Предмет исследования** — закономерности обогащения антрацитов на концентрационном столе.

**Задачи** исследования:

– разработка регрессионной модели процесса обогащения антрацитов на концентрационном столе;

– определение характера и степени влияния на процесс разделения исследуемых параметров.

**Методика исследования.** Испытания проводились на концентрационном столе СКОБ-2,5×М фирмы «Ресурс-Инжиниринг-Донбасс» [2]. Объектом исследований являлись породные отвалы ООО «Восток-Юг» (г. Новошахтинск, Ростовская обл., Россия) крупностью 0–3 мм и зольностью 55 %. Со-

держание твердого в исходном питании стола — 30 %.

Исследования процесса обогащения на концентрационном столе осуществлялись с использованием метода планирования активного факторного эксперимента. При этом для разработки регрессионной модели применен ротatableльный центрально-композиционный план эксперимента, который обеспечивает одинаковую точность модели во всем гиперпространстве [3].

Функция отклика — эффективность процесса по Ханкоку — Луйкену ( $E$ , %). Исследовалось влияние на процесс обогащения пяти основных факторов, избранных на основании данных технической литературы и предварительных испытаний: удельного расхода смывной воды ( $X_1$ ); размаха колебаний деки стола ( $X_2$ ); нагрузки по питанию ( $X_3$ ); продольного угла наклона деки ( $X_4$ ); поперечного угла наклона деки ( $X_5$ ). Выбранные факторы удовлетворяют требованиям управляемости, взаимонезависимости, однозначности, каким должны удовлетворять вариативные факторы при планировании эксперимента.

Был реализован полный факторный эксперимент типа  $2^5$  со звездными точками. Экспериментальная область факторного пространства и условия кодирования факторов показаны в таблице 1.

Разработка плана эксперимента и матрицы планирования, а также обработка и анализ результатов экспериментов выполнены с помощью модуля «Планирование эксперимента» статистического пакета Statgraphics Plus [4, 5].

Остановимся на анализе полученных результатов. Наиболее удобно и наглядно значимость коэффициентов модели можно проверить с помощью Парето-графика (рис. 1). Горизонтальные столбцы, пересекающие вертикальную линию, отвечающую 95 % доверительной вероятности, свидетельствуют о статистической значимости соответствующих коэффициентов модели.

Как видно из Парето-графика (рис. 1), статистически значимыми являются коэф-

фициенты при линейных и квадратичных членах уравнения регрессии, а также часть коэффициентов при членах, которые отвечают парным взаимодействиям факторов. Статистически незначимыми оказались коэффициенты при парных взаимодействиях  $X_1X_2$ ,  $X_1X_4$ ,  $X_2X_5$  и  $X_4X_5$ . С учетом значимости коэффициентов уравнение регрессии имеет вид

$$\begin{aligned} E = & 96,3 + 0,93X_1 + 0,82X_2 - 1,13X_3 + \\ & + 0,40X_4 - 0,41X_5 - 4,89X_1^2 - 0,85X_1X_3 - \\ & - 0,78X_1X_5 - 3,15X_2^2 - 0,47X_2X_3 + \\ & + 0,47X_2X_4 - 3,41X_3^2 - 0,55X_3X_4 + \\ & + 0,88X_3X_5 - 5,18X_4^2 - 1,33X_5^2. \end{aligned}$$

Парето-график (рис. 1) дает представление о сравнительной значимости входных факторов для исследуемого процесса. Увеличение длины горизонтальных столбцов свидетельствует об увеличении влияния на процесс соответствующего фактора. Столбцы, цвет которых отмечен знаком плюс, отвечают факторам и их парным взаимодействиям, которые способствуют росту целевой функции  $E$ . И, наоборот, столбцы, цвет которых отмечен знаком минус, отвечают факторам и их парным взаимодействиям, которые способствуют уменьшению значений целевой функции.

Адекватность регрессионной модели изучаемому процессу подтверждается высоким значением коэффициента детерминации  $R^2 = 98,09$  % и показателя «потери согласия функции (Lack-of-fit)»  $P = 0,23$  (что значительно больше критического значения;  $P_k = 0,05$ ) [4].

На рисунке 2 показана взаимосвязь полученных (observed) и расчетных (predicted) данных. Как видно из рисунка 2, различие между экспериментальными и расчетными значениями функции отклика минимальное — большинство экспериментальных точек находятся в окрестности прямой. Это также подтверждает адекватность полученной модели изучаемому процессу.

Таблица 1

Факторное пространство и условия кодирования

Параметр	Обозначение	Код	Единица измерения	Шаг	Уровни		
					-1	0	+1
Удельный расход смывной воды	$q_v$	$X_1$	м <sup>3</sup> /ч т	0,5	1,5	2	2,5
Размах колебаний	A	$X_2$	мм	2	6	8	10
Нагрузка по питанию	Q	$X_3$	т/ч	1,5	3,5	5	6,5
Продольный угол наклона деки	$\alpha$	$X_4$	град.	1	2	3	4
Поперечный угол наклона деки	$\beta$	$X_5$	град.	2	3	5	7

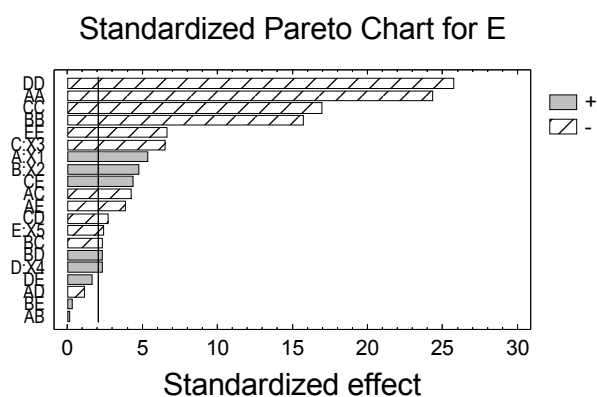


Рисунок 1 Парето-график коэффициентов модели

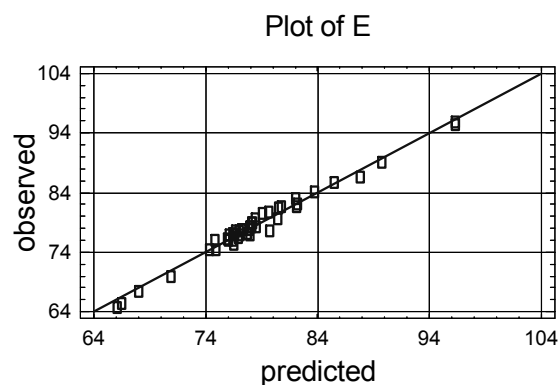


Рисунок 2 График сравнения расчетных (predicted) и экспериментальных (observed) данных

На рисунке 3 представлены наиболее характерные трехмерные сечения (поверхности) многомерной функции отклика, а также контурные кривые этих поверхностей как линии проекций равных значений E на плоскость. При этом значения других факторов принимались на нулевом уровне.

Как видно из уравнения регрессии и Парето-графика (рис. 1) наиболее значимым среди

исследованных есть фактор  $X_3$  «Нагрузка по питанию». Из рисунков 1 и 3 также вытекает, что с увеличением  $X_3$  наблюдается существенное снижение эффективности процесса разделения на концентрационном столе, что полностью соответствует теоретическим представлениям и опыту эксплуатации оборудования. Производительность качающегося стола определяется скоростью отделения антрацитовых зерен от пустой породы и скоростью удаления сепарированного материала с деки. Рост нагрузки выше оптимальной приводит к снижению эффективности разделения E вследствие падения скорости обоих отмеченных процессов.

Вторым по значимости является фактор  $X_1$  «Удельный расход смывной воды». Его рост сопровождается увеличением эффективности разделения. Смывную воду необходимо применять в достаточных количествах для образования подвижного тонкого слоя на деке стола глубиной, достаточной для покрытия самых крупных частиц. Кроме того, смывная вода обеспечивает необходимую транспортирующую способность деки в поперечном направлении. Однако чрезмерный поток смывной воды сужает полосы различных продуктов в веере на деке стола и затрудняет их точное разделение.

Третий по значимости фактор —  $X_2$  «Размах колебаний». Его рост до определенного значения также сопровождается увеличением эффективности разделения. Увеличение подвижности деки стола, вызываемое ростом размаха колебаний, способствует лучшему рыхлению постели материала и, следовательно, повышению скорости и точности разделения.

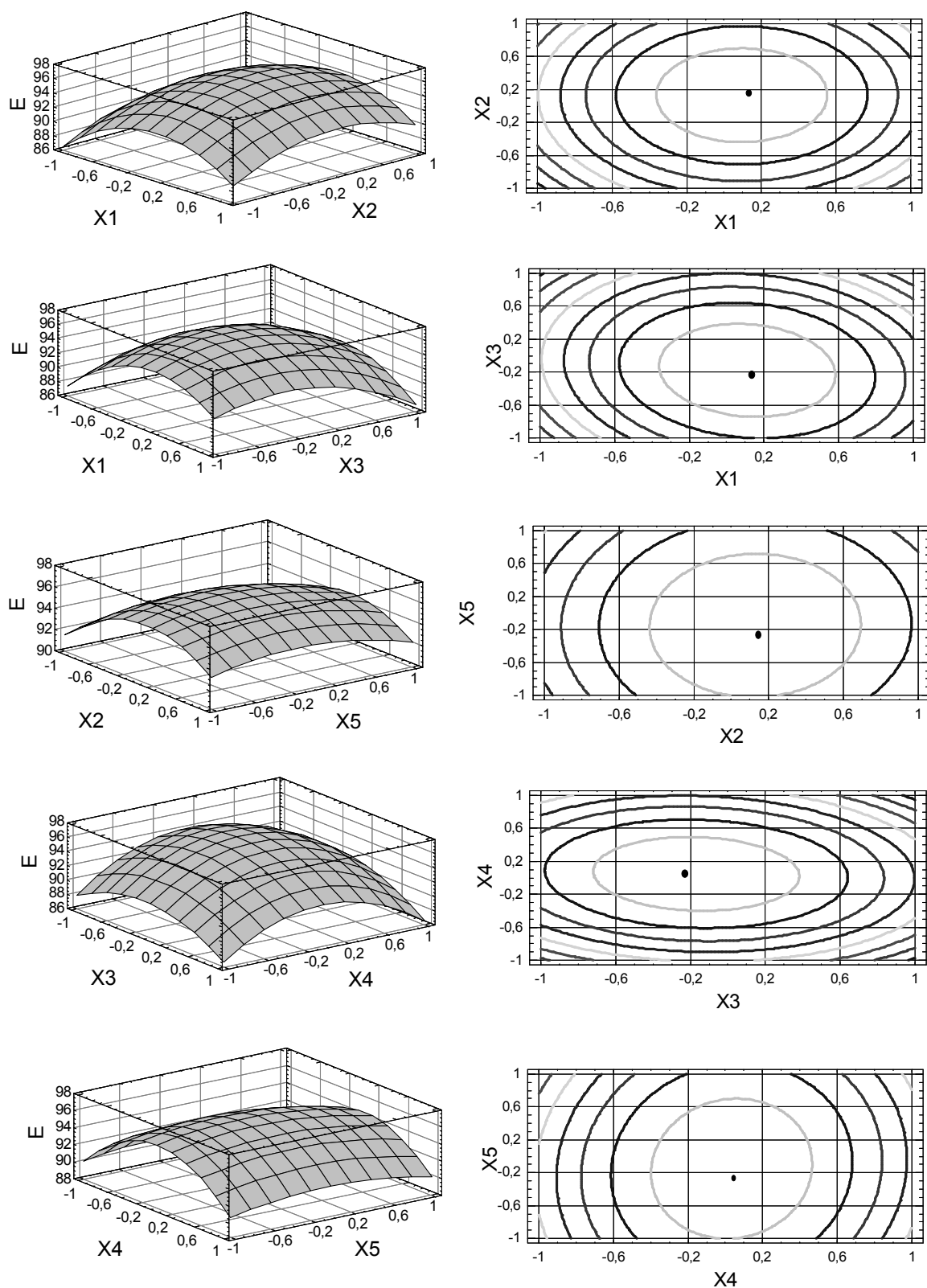


Рисунок 3 Частные трехмерные сечения поверхности отклика и их контурные кривые (точками на контурных кривых показаны координаты экстремума-максимума  $E$ )

Оптимальное значение размаха колебаний деки во многом зависит от крупности исходного питания стола. Обычно большая амплитуда и размах колебаний лучше для крупного питания, а наоборот — для тонких частиц. Тонкие частицы имеют склонность, входя в контакт с декой стола, прилипать к ее поверхности более прочно, чем относительно крупные. Меньшие амплитуда и размах колебаний помогают преодолеть это явление.

Наименее значимыми являются факторы, определяющие положение деки стола в пространстве —  $X_4$  «Угол продольного наклона деки» и  $X_5$  «Угол поперечного наклона деки». Практика показывает, что продольный и поперечный углы наклона деки стола ограниченно влияют на механизм разделения в межрифельном пространстве. Эти параметры существенно влияют на транспортировку частиц вдоль и поперек деки. В наших испытаниях рост фактора  $X_4$  сопровождается некоторым увеличением, а фактора  $X_5$  — уменьшением значения функции отклика  $E$ . Обычно оптимальные значения отмеченных углов устанавливаются экспериментально.

Как видно из рисунка 3, прослеживается четкая экстремальная зависимость функции отклика  $E$  от исследуемых параметров. Это позволяет решать задачу оптимизации процесса обогащения на концентрационном столе. Расчетное максимальное значение функции отклика  $E=96,6\%$ . При этом оптимальные значения факторов составляют:  $X_1=0,13$ ;  $X_2=0,15$ ;  $X_3=-0,23$ ;  $X_4=0,05$ ;  $X_5=-0,26$ .

В пересчете на натуральные значения факторов имеем:  $x_1=2,1 \text{ м}^3/\text{ч}\cdot\text{т}$ ;  $x_2=8,3 \text{ мм}$ ;

$x_3=4,7 \text{ т/ч}$ ;  $x_4=3,1 \text{ град.}$ ;  $x_5=4,5 \text{ град.}$  Реализация контрольного эксперимента с указанными оптимальными значениями факторов дает значение функции отклика  $E=96,1\%$ . Близость экспериментального и расчетного значений экстремума-максимума функции отклика  $E$  является еще одним подтверждением адекватности полученной регрессионной модели.

### **Выводы и направление дальнейших исследований.**

1. Полученное уравнение регрессии адекватно описывает процесс разделения антрацитовых шламов на концентрационном столе СКОБ-2,5×2М.

2. Определены характер и степень влияния на процесс разделения на столе основных технологических параметров: удельного расхода смывной воды; размаха колебаний деки стола; нагрузки по питанию; продольного и поперечного углов наклона деки. Установлено, что наиболее значимым есть фактор «нагрузка по питанию», наименее — углы наклона деки.

3. В связи с экстремальным характером зависимости эффективности разделения от исследуемых факторов решена задача по оптимизации процесса обогащения антрацитовых шламов на концентрационном столе.

Проведенные исследования позволили оценить области рациональных значений режимных параметров процесса разделения, что, в свою очередь, дает возможность эффективного применения концентрационных столов в практике углепереработки.

Дальнейшие исследования будут направлены на разработку математической модели движения рабочего органа концентрационного стола СКОБ-2,5×2М.

### **Библиографический список**

1. Корчевский, А. Н. Исследование разделения отходов на концентрационном столе [Текст] / А. Н. Корчевский, К. В. Гуменюк, Е. И. Назимко // *Proceedings of the XII national Conference with international participation of the open and underwater mining of minerals.* — Bulgaria, 2013. — P. 381–388.
2. Корчевский, А. Н. Моделирование конструктивных и проектных параметров концентрационного стола типа СКОБ [Текст] / А. Н. Корчевский, Г. Г. Гордеев // *Збагачення корисних копалин : наук.-техн. зб.* — Дніпропетровськ : НГУ, 2016. — 62(103). — С. 99–108.

3. Налимов, В. Г. Логические основания планирования экспериментов [Текст] / В. Г. Налимов, Т. И. Голикова. — М. : Металлургия, 1981. — 152 с.
4. Дюк, В. Обработка данных на ПК в примерах [Текст] / В. Дюк. — СПб. : Питер, 1997. — 240 с.
5. Сергеев, П. В. Комп'ютерне моделювання технологічних процесів переробки корисних копалин [Текст] : практикум / П. В. Сергеев, В. С. Білецький. — Східний видавничий дім, 2016. — 119 с.

© Корчевский А. Н.

© Холодов К. А.

© Сергеев П. В.

*Рекомендована к печати д.т.н., проф., зав. каф. РМПИ ДонНТУ Петренко Ю. А.,  
д.т.н., проф., зав. каф. СЗПСиГ ДонНТУ Борщевским С. В.,  
к.т.н., доц. каф. РМПИ ДонГТИ Леоновым А. А.*

*Статья поступила в редакцию 28.10.2020.*

**PhD in Engineering Korchevskiy A. N.** (DonNTU, Donetsk, DPR, korchevskiyal@mail.ru),  
**Kholodov K. A.** (ООО "ProfLine" (Limited Liability Company), Saratov, Russia), **Doctor of  
Technical Sciences Sergeev P. V.** (ООО "Resource-Engineering-Donbass" (Limited Liability  
Company), Donetsk, DPR)

#### **DEVELOPMENT AND ANALYSIS OF REGRESSION MODEL OF ANTHRACITE ENRICHMENT PROCESS ON THE CONCENTRATION TABLE**

*The experimental design method was used to develop and analyze a regression model of the process of anthracite slime enrichment on the concentration supporting table of bigarmonic type СКОБ-2,5×2М. The influence of five factors on the process was investigated: the specific flow rate of flush water; range of table deck oscillation; power supply loads; longitudinal and transverse angles of deck inclination. It was determined that the most significant is the "power load" factor, the least — angles of deck inclination. There is a clear extreme dependence of the efficiency of separation process on all the studied parameters. This allowed to solve the problem of optimizing the enrichment process on the concentration table — the coordinates of the extremum-maximum of the objective function (Hancock — Luiken separation efficiency) in the factor space were determined.*

**Key words:** concentration table, anthracite slimes, experimental design, regression model.





**МЕТАЛЛУРГИЯ  
И МАТЕРИАЛОВЕДЕНИЕ**

---

**METALLURGY  
AND MATERIAL SCIENCES**



УДК 621.771.23(075.8)

д.т.н. Яковченко А. В.,

Кравцова С. И.

(ДонГТИ, г. Алчевск, ЛНР, mond1991@mail.ru)

## КОЭФФИЦИЕНТ УЧЕТА ИСТОРИИ НАГРУЖЕНИЯ ПРИ РАСЧЕТЕ НАПРЯЖЕНИЯ ТЕЧЕНИЯ МЕТАЛЛА В ПРОЦЕССАХ ГОРЯЧЕЙ ПРОКАТКИ

Определение на базе экспериментальных кривых упрочнения среднего в очаге значения напряжения течения металла в зависимости от значений степени и скорости деформации, рассчитанных по формулам С. Экелунда или А. И. Целикова, не учитывает влияния особенностей изменения этих величин по длине очага при горячей прокатке, как правило, дает завышенный результат и требует учета коэффициента истории нагружения  $K_i$ . Получены значения коэффициентов  $K_i$  для более чем 60-ти конструкционных, инструментальных и нержавеющей марок сталей.

**Ключевые слова:** уравнение А. Надаи, кривая распределения напряжения течения металла при горячей прокатке, компьютерная база цифровой информации о кривых деформационного упрочнения, сплайн-интерполяция кривых упрочнения, коэффициент учета истории нагружения.

**Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.** Напряжение течения металла  $\sigma$  является одной из главных составляющих по степени влияния на результаты расчетов энергосиловых параметров в процессах горячей прокатки. Совершенствование метода расчета среднего в очаге деформации напряжения течения металла является актуальной задачей.

Известно, что напряжение течения металла при горячей деформации зависит в основном от температуры  $T$ , степени  $\varepsilon$  и скорости деформации  $U$ . В технической литературе имеется обширная информация об экспериментальных кривых деформационного упрочнения сталей, например, [1–3], в которой  $\sigma$  представлено в зависимости от степени деформации  $\varepsilon$  или величины суммарной относительной деформации  $\bar{\varepsilon}$

$$\varepsilon = \frac{H - h}{H}, \quad (1)$$

$$\bar{\varepsilon} = \ln \frac{H}{h}, \quad (2)$$

где  $H$ ,  $h$  — высота полосы до и после обжатия соответственно.

Известно соотношение между  $\varepsilon$  и  $\bar{\varepsilon}$ , например, [4]

$$\bar{\varepsilon} = \ln(1 - \varepsilon)^{-1}, \quad \varepsilon = 1 - \exp(-\bar{\varepsilon}). \quad (3)$$

Величина средней в очаге скорости деформации  $U$  может быть определена по близким формулам С. Экелунда или А. И. Целикова

$$U_{cp} = \frac{2V_B \sqrt{(H - h)/R}}{H + h}, \quad (4)$$

$$U_{cp} = \frac{V_1 \varepsilon}{L}, \quad (5)$$

где  $V_B$  — окружная скорость вращения валков, имеющих радиус  $R$ ;  $V_1$  — скорость металла на выходе из очага деформации;  $L$  — длина очага деформации  $L = \sqrt{R(H - h)}$ .

Наиболее точное значение среднего в очаге деформации при горячей прокатке напряжения течения металла (обозначим эту величину  $\sigma_1$ ) можно получить на основе соответствующей кривой распределения  $\sigma$  по длине очага, построенной на базе экспериментальных кривых деформационного упрочнения для рассматриваемой стали с учетом кривых распределения

по длине очага степени  $\varepsilon$  и скорости деформации  $U$ . В работе [4] представлены метод и компьютерная программа расчета кривой распределения напряжения течения металла с учетом истории процесса нагружения на основе уравнения А. Надаи, а также сплайн-интерполяции экспериментальных кривых деформационного упрочнения и кривых распределения в очаге степени и скорости деформации.

Некоторая погрешность при расчете среднего в очаге деформации при горячей прокатке значения напряжения течения металла будет получена в случае его определения на базе экспериментальных кривых деформационного упрочнения с учетом средних значений степени и скорости деформации, найденных из соответствующих кривых распределения этих величин по длине очага деформации.

Еще большая погрешность при расчете среднего в очаге деформации при горячей прокатке значения напряжения течения металла (обозначим эту величину  $\sigma_3$ ) будет получена в случае его определения на базе экспериментальных кривых деформационного упрочнения с учетом значений степени и скорости деформации, найденных по формулам (1–5). Это связано с тем, что они отличаются от средних значений, найденных на основе соответствующих кривых распределения по длине очага деформации.

**Постановка задачи.** Введем коэффициент учета истории нагружения ( $K_u$ ) при расчете среднего в очаге деформации напряжения течения металла в процессах горячей прокатки как отношение величин  $\sigma_1 / \sigma_3$ .

Соответственно, если для конкретной марки стали известен коэффициент  $K_u$ , а также среднее в очаге деформации при горячей прокатке значение  $\sigma_3$ , которое было определено с использованием формул (1–5), то уточненное значение средней величины напряжения течения металла можно будет определить следующим образом

$$\sigma_1 = K_u \cdot \sigma_3. \quad (6)$$

Поставлена задача разработки метода определения коэффициента  $K_u$  и его значений для широкого марочного сортамента конструкционных, инструментальных и нержавеющих марок сталей.

**Изложение материала и его результаты.** Определение коэффициента  $K_u$  выполним на примере инструментальной легированной стали марки ХВГ. На первом этапе необходимо на основе метода, изложенного в работе [4], создать компьютерную базу цифровой информации о кривых деформационного упрочнения стали марки ХВГ (рис. 1) (полная таблица базы представлена в работе [4]).

Коэффициент учета истории нагружения  $K_u$  при расчете среднего в очаге деформации при горячей прокатке значения напряжения течения металла определяли также в зависимости от трех факторов:  $\varepsilon$ ,  $L / h_{cp}$ ,  $T$ .

Исходя из требования использования в процессе решения поставленной задачи только экспериментальной информации по кривым деформационного упрочнения (то есть без привлечения эмпирических формул) были выбраны общие для всех марок сталей пределы изменения этих факторов, которые представлены на рисунке 2.

Степень деформации	0.200	0.250	0.300	0.350	0.400
T = 900, U = 80	252.595	263.218	272.205	276.899	277.918
T = 900, U = 100	256.691	267.481	276.605	281.378	282.416
T = 950, U = 0.1	105.046	109.466	113.200	115.150	115.581
T = 950, U = 0.2	114.297	119.109	123.166	125.293	125.754

Рисунок 1 Окно формирования компьютерной базы цифровой информации о кривых деформационного упрочнения стали марки ХВГ

## МЕТАЛЛУРГИЯ И МАТЕРИАЛОВЕДЕНИЕ

На рисунке 3 показано окно программы, в котором автоматически формируется матрица расчетного планируемого эксперимента. Эксперимент спланирован по плану второго порядка, применено центральное композиционное ортогональное планирование в зависимости от трех факторов:  $\varepsilon$ ,  $L/h_{cp}$ ,  $T$ .

При этом план-матрица для 3-х факторов содержит 15 опытов. Для каждого опыта выполнен расчет значений  $H, h$ ,

удовлетворяющих соответствующим факторам  $\varepsilon$ ,  $L/h_{cp}$ .

На рисунке 4 показано окно программы расчета геометрических параметров очага деформации при прокатке полосы на гладких цилиндрических валках, а также зависимости степени деформации  $\varepsilon$  от времени  $\tau$  по длине очага при прокатке на базе метода [4].

**Пределы изменения факторов**

$\varepsilon_{\min}$	$\varepsilon_{\max}$	$L/h_{cp} \min$	$L/h_{cp} \max$	$T \min, (\text{град.С})$	$T \max, (\text{град.С})$
0.27	0.3	1.3	1.5	1000	1150

**Радиус вала (мм)**  **n (об.мин)**

$\varepsilon = \frac{H-h}{H}$

$\varepsilon = Ln \left( \frac{H}{h} \right)$

Рисунок 2 Пределы изменения факторов  $\varepsilon$ ,  $L/h_{cp}$ ,  $T$ , которые использовали при определении коэффициента учета истории нагружения  $K_i$

**Расчет коэффициента  $K_i$**

Имя файла: КАТАЛОГ\Общий список сталей\3\ВГ.стр.92, рис.11. 74-75

**Пределы изменения факторов**

$\varepsilon_{\min}$	$\varepsilon_{\max}$	$L/h_{cp} \min$	$L/h_{cp} \max$	$T \min, (\text{град.С})$	$T \max, (\text{град.С})$
0.27	0.3	1.3	1.5	1000	1150

**Кодовые и натуральные значения факторов**

Кодовые значения факторов	-1.2154	-1	0	+1	+1.2154
Натуральные значения факторов $\varepsilon$	0.27	0.2727	0.2850	0.2973	0.3
$L/h_{cp}$	1.3	1.318	1.400	1.482	1.5
$T (\text{град.С})$	1000	1013.292	1075.000	1136.708	1150

**План-матрица эксперимента**

	X1	X2	X3	$\varepsilon$	$L/h_{cp}$	$T (\text{град.С})$	$H (\text{мм})$	$h (\text{мм})$	$\sigma_1 (\text{МПа})$	$\sigma_2 (\text{МПа})$	$\sigma_3 (\text{МПа})$	$K_i = \sigma_1 / \sigma_3$
1	-1	-1	-1	0.2727	1.318	1013.292	51.872	37.726	133.841	133.843	156.570	0.85483
2	+1	-1	-1	0.2973	1.318	1013.292	58.014	40.766	136.082	136.082	159.032	0.85569
3	-1	+1	-1	0.2727	1.482	1013.292	41.148	29.927	135.320	135.320	158.393	0.85433
4	+1	+1	-1	0.2973	1.482	1013.292	46.051	32.360	137.542	137.543	160.882	0.85492
5	-1	-1	+1	0.2727	1.318	1136.708	51.872	37.726	96.840	96.840	113.318	0.85459
6	+1	-1	+1	0.2973	1.318	1136.708	58.014	40.766	98.466	98.465	115.101	0.85547
7	-1	+1	+1	0.2727	1.482	1136.708	41.148	29.927	97.899	97.899	114.637	0.85399
8	+1	+1	+1	0.2973	1.482	1136.708	46.051	32.360	99.508	99.510	116.440	0.85459
9	-1.2154	0	0	0.27	1.400	1075.000	45.462	33.187	112.515	112.515	131.664	0.85456
10	+1.2154	0	0	0.3	1.400	1075.000	52.134	36.494	114.787	114.787	134.182	0.85546
11	0	-1.2154	0	0.2850	1.3	1075.000	56.414	40.336	112.954	112.953	132.104	0.85503
12	0	+1.2154	0	0.2850	1.5	1075.000	42.544	30.419	114.442	114.446	133.982	0.85416
13	0	0	-1.2154	0.2850	1.400	1000	48.751	34.857	141.977	141.976	166.072	0.85491
14	0	0	+1.2154	0.2850	1.400	1150	48.751	34.857	95.386	95.385	111.623	0.85453
15	0	0	0	0.2850	1.400	1075.000	48.751	34.857	113.701	113.701	133.023	0.85475

Очистить    Номер опыта             <<Назад    

Рисунок 3 План-матрица эксперимента при расчете средних значений напряжения течения металла и коэффициента учета истории нагружения

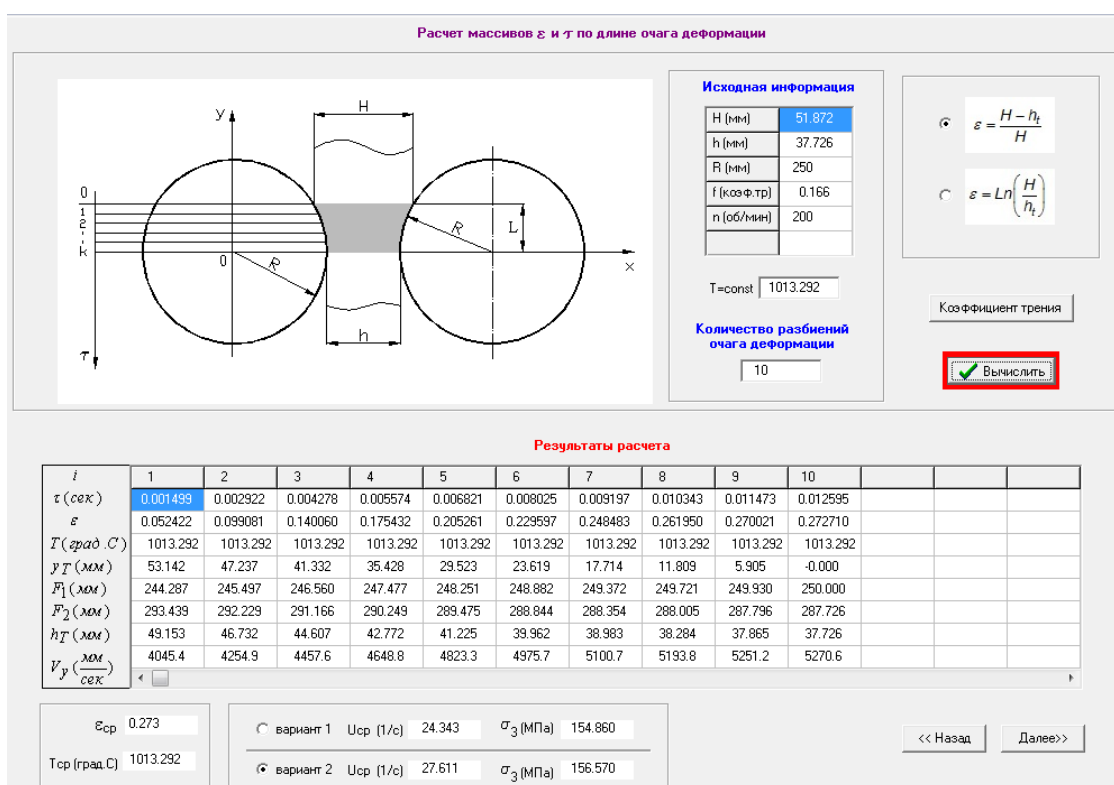


Рисунок 4 Окно программы расчета зависимости степени деформации  $\varepsilon$  от времени  $\tau$  по длине очага деформации при прокатке (для стали марки ХВГ)

На рисунке 5 показано окно программы расчета зависимости скорости деформации  $U$  и напряжения течения металла  $\sigma$  от времени  $\tau$  по длине очага при прокатке. Метод расчета изложен в работе [4]. При этом учитываются кривые распределения в очаге степени  $\varepsilon$  и скорости деформации  $U$ , а также предусматривается построение (на базе сплайн-интерполяции экспериментальных кривых деформационного упрочнения) соответствующей кривой распределения  $\sigma$  с учетом истории процесса нагружения на основе уравнения А. Надаи.

Для опыта № 1 (рис. 3) представлены графические зависимости  $\varepsilon(\tau)$ ,  $U(\tau)$ ,  $T(\tau)$ ,  $\sigma(\tau)$  (рис. 6) по длине очага при прокатке (для стали марки ХВГ).

На рисунке 5 в предпоследней строке нижней части таблицы представлен ряд значений функции  $\sigma$ , найденных с учетом истории процесса нагружения на основе уравнения А. Надаи. Используя эти значе-

ния, определили величину среднего в очаге деформации значения напряжения течения металла  $\sigma_1 = 133.8 \text{ МПа}$ . Расчет соответствующего интеграла при решении уравнения А. Надаи выполнялся на основе данных, получаемых путем сплайн-интерполяции экспериментальных кривых деформационного упрочнения [4].

В последней строке указанной таблицы представлен ряд значений функции  $\sigma_{эксн}$ , найденных непосредственно путем сплайн-интерполяции кривых деформационного упрочнения с учетом дискретных значений в очаге степени и скорости деформации, взятых из соответствующих кривых распределения  $\varepsilon$  и  $U$ .

На основе  $\sigma_{эксн}$  определили величину среднего в очаге деформации значения напряжения течения металла  $\sigma_2 = 133.8 \text{ МПа}$ . Значения  $\sigma_1$  и  $\sigma_2$ , которые относятся к опыту № 1, указаны в таблице на рисун-

## МЕТАЛЛУРГИЯ И МАТЕРИАЛОВЕДЕНИЕ

ке 3. Необходимо обратить внимание на то, что соответствующие значения напряжений  $\sigma$  и  $\sigma_{эсп}$ , определенные с использованием различных методов, совпадают с высокой точностью. Соответственно, равны между собой величины  $\sigma_1$  и  $\sigma_2$ .

Величину среднего в очаге деформации значения напряжения течения металла  $\sigma_3 = 156.6$  МПа определили путем сплайн-интерполяции кривых деформационного упрочнения с учетом значений степени и скорости деформации, найденных по формулам (1) и (4) соответственно. Это значение  $\sigma_3$ , которое также относится к опыту № 1, указано в таблице на рисунке 3. Коэффициент  $Ku = 0.85$ , также указанный в этой таблице, определили по формуле (6) на основе значений соответствующих величин  $\sigma_1 = 133.8$  МПа и  $\sigma_3 = 156.6$  МПа.

Расчеты 15-ти коэффициентов  $Ku$  по план-матрице, представленной на рисунке 3, выполнены для того, чтобы проверить степень влияния на них факторов  $\varepsilon$ ,

$L/h_{cp}$ ,  $T$ . Отметим, что в расчетах не учитывали изменение температуры  $T$  по длине очага деформации, хотя метод и программа [4] такую возможность дают.

Для стали марки ХВГ коэффициент  $Ku$  получен в интервале 0.853–0.856, то есть практически он мало зависит от факторов  $\varepsilon$ ,  $L/h_{cp}$ ,  $T$ . Аналогичный результат получен и для других марок сталей.

Безусловно, выбран довольно узкий диапазон изменения факторов  $\varepsilon$ ,  $L/h_{cp}$  (см. рис. 2). Это связано с тем, чтобы для значительного количества марок сталей имелась возможность выполнить решение поставленной задачи в этом диапазоне факторов путем сплайн-интерполяции экспериментальной цифровой информации о кривых деформационного упрочнения (то есть без привлечения эмпирических формул для  $\sigma$  и без выполнения расчетов  $\sigma$  по длине очага деформации в режиме экстраполяции).

Количество точек: 10

Тип задания информации в таблице: ☐ вся информация ☒ расчет U по  $\varepsilon$  ☐ расчет  $\varepsilon$  по U  $\varepsilon(t)$  ☐ расчет  $\tau$  по U,  $\varepsilon$   $\tau(t)$  ☐  $T \neq const$   $\Delta T$  10

Исходная информация

i	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
$\tau$ (сек)	0.001493	0.002922	0.004278	0.005574	0.006821	0.008025	0.009197	0.010343	0.011473	0.012595
$\varepsilon$	0.052422	0.099081	0.140060	0.175432	0.205261	0.229597	0.248483	0.261950	0.270021	0.272710
$u$ (1/сек)										
$T$ (град. С)	1013.292	1013.292	1013.292	1013.292	1013.292	1013.292	1013.292	1013.292	1013.292	1013.292

Количество дополнительных точек на каждом интервале: 10

Тип расчета: ☐ в заданный момент времени ☒ k равномерно распределенных значений k: 10

Результаты расчета

i	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
$\tau$ (сек)	0.001493	0.002732	0.003965	0.005198	0.006431	0.007663	0.008896	0.010129	0.011362	0.012595
$\varepsilon$	0.052422	0.093026	0.130932	0.165590	0.196401	0.222790	0.244116	0.259833	0.269465	0.272710
$u$ (1/сек)	32.789178	31.782925	29.493582	26.608283	23.261905	19.412382	15.079488	10.322290	5.147906	2.396613
$T$ (град. С)	1013.292	1013.292	1013.292	1013.292	1013.292	1013.292	1013.292	1013.292	1013.292	1013.292
$\partial \sigma / \partial \varepsilon$	380.05264	359.37337	299.71193	269.27883	196.61787	111.20668	101.62579	107.03614	97.93222	89.75862
$\partial \sigma / \partial u$	0.36688	0.41868	0.44797	0.46324	0.51571	0.62151	0.70267	0.80347	2.75344	4.98821
$\partial \sigma / \partial T$	-0.34143	-0.39087	-0.42804	-0.45576	-0.47460	-0.48020	-0.47795	-0.47183	-0.44627	-0.41624
$d \varepsilon / d \tau$	32.78918	32.13849	29.48564	26.65135	23.27387	19.44977	15.08938	10.33889	5.24939	2.39661
$du / d \tau$	-880.7966	-1170.6307	-2248.6828	-2517.3447	-2916.4112	-3326.7660	-3697.2549	-4003.5680	-3523.4258	-2122.4260
$dT / d \tau$	-0.00000	-0.00000	-0.00000	-0.00000	0.00000	0.00000	-0.00000	-0.00000	0.00000	-0.00000
$d \sigma / d \tau$	12138.6400	11059.6029	7829.8555	6010.5045	3072.0401	95.3115	-1064.4948	-2110.1102	-9187.4624	-10371.9941
$\sigma$ (МПа)	104.27893	119.33467	130.69582	139.17052	144.91319	146.64278	145.94935	144.04992	136.27521	127.10033
$\sigma_{эсп}$ (МПа)	104.27893	119.33467	130.69529	139.17011	144.91280	146.64218	145.94870	144.04943	136.28979	127.11030

Рисунок 5 Окно программы расчета зависимости скорости деформации  $U$  и напряжения течения металла  $\sigma$  от времени  $\tau$  по длине очага при прокатке



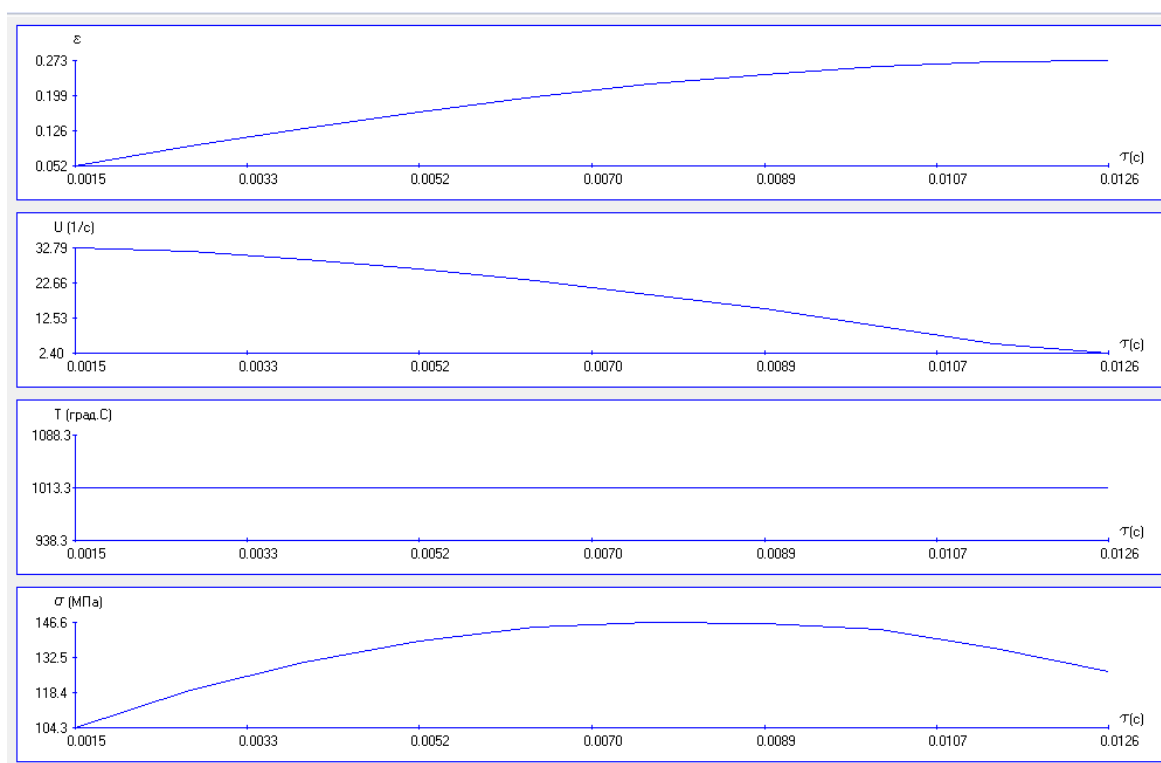


Рисунок 6 Окно программы визуализации графических зависимостей  $\varepsilon(\tau)$ ,  $U(\tau)$ ,  $\sigma(\tau)$  по длине очага при прокатке (для стали марки ХВГ)

В таблице 1 представлены значения коэффициентов  $K_u$  для более чем 60-ти конструкционных, инструментальных и нержавеющей марок сталей. Расчеты выполнены в окнах программы, показанных на рисунках 3–5, по единой методике. Выде-

лено несколько групп марок сталей, для которых определены указанные коэффициенты. Найденные значения лежат в диапазоне  $0.75 < K_u (\text{ср.}) \leq 1.05$ . Представленные значения округлены до двух знаков после запятой.

Таблица 1

Значения коэффициента  $K_u$  для конструкционных, инструментальных и нержавеющей марок сталей

	Марка стали	$K_u (\text{min})$	$K_u (\text{max})$	$K_u (\text{ср.})$
1	2	3	4	5
<b>(<math>0.75 &lt; K_u (\text{ср.}) \leq 0.80</math>)</b>				
1	[2], Сталь 45, стр. 153, рис. 65	0.76	0.77	0.77
2	[1], Сталь 45, стр. 105, рис. 28	0.77	0.78	0.78
3	[3], 18ХГТ, стр. 82, рис. II. 44–45	0.78	0.78	0.78
4	[3], 20ХНГР, стр. 84, рис. II. 50–51	0.79	0.80	0.80
5	[1], 14ГН, стр. 119, рис. 49	0.79	0.81	0.80
6	[1], 15СХНД, стр. 133, рис. 71	0.79	0.80	0.80
7	[1], У8, стр. 156, рис. 107	0.79	0.80	0.80
8	[1], У12А, стр. 159, рис. 111	0.78	0.81	0.80
9	[3], У8, стр. 75, рис. II. 23–24	0.79	0.80	0.80

**МЕТАЛЛУРГИЯ И МАТЕРИАЛОВЕДЕНИЕ**

Продолжение таблицы 1

1	2	3	4	5
<b>(0,80 &lt; <math>K_{\text{и}}</math> (ср.) ≤ 0,85)</b>				
10	[1], СТЗ, стр. 101, рис. 22	0.80	0.81	0.81
11	[1], ШХ15, стр. 163, рис. 118	0.80	0.81	0.81
12	[3], Сталь 20, стр. 71, рис. II. 10–11	0.80	0.81	0.81
13	[2], 18ХНВА, стр. 87, рис. 37	0.80	0.86	0.83
14	[3], 40Х, стр. 76, рис. II. 26–27	0.81	0.81	0.81
15	[3], ШХ15, стр. 78, рис. II. 32–33	0.80	0.81	0.81
16	[1], ХВГ, стр. 137, рис. 79	0.81	0.82	0.82
17	[1], Сталь 20, стр. 98, рис. 18	0.81	0.82	0.82
18	[1], Сталь 45, стр. 105, рис. 29	0.81	0.82	0.82
19	[1], 40Х, стр. 122, рис. 52	0.81	0.82	0.82
20	[1], 10Х17Н13М2Т, стр. 221, рис. 195	0.81	0.82	0.82
21	[1], 12Х13, стр. 187, рис. 142	0.81	0.83	0.82
22	[1], 18ХНВА, стр. 137, рис. 80	0.80	0.84	0.82
23	[1], 60С2, стр. 161, рис. 114	0.81	0.82	0.82
24	[2], У12А, стр. 83, рис. 33	0.81	0.82	0.82
25	[2], ХВГ, стр. 85, рис. 35	0.81	0.82	0.82
26	[1], Сталь 55, стр. 108, рис. 37	0.81	0.82	0.82
27	[3], 08КП, стр. 69, рис. II. 5–6	0.82	0.82	0.82
28	[3], 14ГН, стр. 80, рис. II. 38–39	0.81	0.82	0.82
29	[3], 45ХН, стр. 83, рис. II. 47–48	0.82	0.82	0.82
30	[3], 60С2, стр. 86, рис. II. 56–57	0.81	0.82	0.82
31	[3], СтЗ, стр. 72, рис. II. 14–15	0.82	0.82	0.82
32	[3], Ст6, стр. 74, рис. II. 20–21	0.81	0.82	0.82
33	[3], Сталь 08КП, стр. 69, рис. II. 5–6	0.82	0.82	0.82
34	[1], 12ХН3А, стр. 146, рис. 97	0.82	0.84	0.83
35	[2], 2Х18Н9, стр. 89, рис. 39	0.80	0.86	0.83
36	[3], 15ХСНД, стр. 79, рис. II. 35–36	0.82	0.83	0.83
37	[3], 30ХГСА, стр. 85, рис. II. 53–54	0.82	0.83	0.83
38	[3], Сталь 45, стр. 73, рис. II. 17–18	0.82	0.83	0.83
39	[1], Р18, стр. 169, рис. 130	0.83	0.84	0.84
40	[3], Х18Н12М2Т, стр. 102, рис. II. 104–105	0.84	0.84	0.84
41	[3], 12ХН3А, стр. 81, рис. II. 41–42	0.83	0.84	0.84
42	[3], Р18, стр. 103, рис. II. 107–108	0.84	0.84	0.84
43	[1], 12Х18Н9Т, стр. 211, рис. 181	0.83	0.86	0.85
44	[1], 60С2, стр. 161, рис. 113	0.84	0.85	0.85
45	[2], 60С2, стр. 84, рис. 34	0.84	0.86	0.85
46	[3], Сталь типа хромомолибденовой, стр. 88, рис. II. 62–63	0.85	0.85	0.85
47	[3], Х18Н9Т, стр. 100, рис. II. 98–99	0.85	0.85	0.85
<b>(0,85 &lt; <math>K_{\text{и}}</math> (ср.) ≤ 0,90)</b>				
48	[3], ХВГ, стр. 92, рис. II. 74–75	0.85	0.86	0.86
49	[1], 10Х17Н13М2Т, стр. 219, рис. 192	0.84	0.88	0.86
50	[1], 12Х18Н9Т, стр. 207, рис. 177	0.85	0.86	0.86
51	[1], 40Х13, стр. 191, рис. 150	0.85	0.87	0.86
52	[1], Х17Н2, стр. 200, рис. 164	0.85	0.87	0.86
53	[1], Х12, стр. 185, рис. 139	0.83	0.89	0.86
54	[2], Х18Н9Т, стр. 88, рис. 38	0.85	0.86	0.86

**МЕТАЛЛУРГИЯ И МАТЕРИАЛОВЕДЕНИЕ**

Продолжение таблицы 1

1	2	3	4	5
55	[3], 4X13, стр. 97, рис. II. 89–90	0.85	0.86	0.86
56	[3], Сталь типа молибденомарганцовистой, стр. 87, рис. II. 59–60	0.85	0.86	0.86
57	[3], Сталь типа хромоникельмолибденовой, стр. 90, рис. II. 68–69	0.85	0.86	0.86
58	[3], X17H2, стр. 99, рис. II. 95–96	0.86	0.86	0.86
59	[1], 40X13, стр. 190, рис. 149	0.86	0.87	0.87
60	[2], 4X13, стр. 86, рис. 36	0.86	0.88	0.87
61	[3], 18ХНВА, стр. 91, рис. II. 71–72	0.87	0.87	0.87
62	[3], Сталь типа кремнемарганцовистой, стр. 86, рис. II. 65–66	0.86	0.87	0.87
<b>(0.9 &lt; <math>K_{\text{и}}</math> (ср.) ≤ 1.0)</b>				
63	[3], ЭП311, стр. 110, рис. II. 128–129	0.92	0.93	0.93
<b>(1.0 &lt; <math>K_{\text{и}}</math> (ср.) ≤ 1.05)</b>				
64	[3], ЭП220, стр. 112, рис. II. 134–135	1.03	1.05	1.04

**Выводы и направление дальнейших исследований.** Зависимость напряжения течения металла по длине очага при горячей прокатке определили с учетом истории процесса нагружения на основе уравнения А. Надаи, а также сплайн-интерполяции экспериментальных кривых деформационного упрочнения и кривых распределения в очаге степени и скорости деформации.

Показано, что определение на базе экспериментальных кривых деформационного упрочнения среднего в очаге значения на-

пряжения течения металла в зависимости от значений степени и скорости деформации, рассчитанных по формулам С. Эжелунда или А. И. Целикова, не учитывает влияния особенностей изменения этих величин по длине очага при прокатке, как правило, дает завышенный результат и требует учета коэффициента истории нагружения  $K_{\text{и}}$ . Получены значения коэффициента  $K_{\text{и}}$  для более чем 60-ти конструкционных, инструментальных и нержавеющей марок сталей.

**Библиографический список**

1. Полухин, П. И. Сопротивление пластической деформации металлов и сплавов [Текст] : справочник / П. И. Полухин, Г. Я. Гун, А. М. Галкин. — М. : Металлургия, 1983. — 352 с.
2. Применение теории ползучести при обработке металлов давлением [Текст] / А. А. Поздеев [и др.]. — М. : Металлургия, 1973. — 192 с.
3. Теория прокатки [Текст] : справочник / А. И. Целиков [и др.]. — М. : Металлургия, 1982. — 335 с.
4. Методы компьютерного моделирования напряжения течения металла в процессах горячей пластической деформации [Текст] : учебное пособие для обучающихся образовательных учреждений высшего профессионального образования / А. В. Яковченко, С. А. Снитко, Н. И. Ивлева. — Донецк : ДонНТУ, 2018. — 197 с.

© Яковченко А. В.

© Кравцова С. И.

*Рекомендована к печати к.т.н., доц., зав. каф. ОМДиМ ДонГТИ Денищенко П. Н.,  
д.т.н., доц., зав. каф. ОМД ДонНТУ Снитко С. А.*

Статья поступила в редакцию 30.09.2020.

**Doctor of Technical Sciences Yakovchenko A. V., Kravtsova S. I. (DonSTI, Alchevsk, LPR, mond1991@mail.ru)**

**COEFFICIENT FOR CONSIDERING LOADING HISTORY AT CALCULATING METAL FLOW STRESS IN HOT ROLLING PROCESSES**

*The paper is devoted to determining the average stress value of metal flow in the zone on the basis of experimental hardening curves, depending on the values of degree and strain rate calculated by the formulas C. Ekelund or A. I. Tselikov, does not take into account the influence of features of changes in these values along the length of the zone during hot rolling, as a rule, gives an overestimated result and requires to take into account the  $K_i$  coefficient of loading history. The values of the  $K_i$  coefficients for more than 60 structural, tool and stainless steel grades are obtained.*

**Key words:** *A. Nadai equation, metal flow stress distribution curve during hot rolling, computer database of digital information about strain hardening curves, spline-interpolation of hardening curves, coefficient for considering loading history.*

УДК 621.777.4.004

д.т.н. Рябичева Л. А.

(ЛГУ им. В. Даля, г. Луганск, ЛНР, ryabic@gmail.com),

к.т.н. Коробко Т. Б.

(ДонГТИ, г. Алчевск, ЛНР, korobko.tamara@rambler.ru)

## ТЕХНОЛОГИЯ ИЗГОТОВЛЕНИЯ НАНОСТРУКТУРНОЙ МЕДИ ИНТЕНСИВНОЙ ПЛАСТИЧЕСКОЙ ДЕФОРМАЦИЕЙ

*В работе представлена новая технология получения наноструктурной порошковой меди штамповкой с противодавлением. Приведена схема штампа. Исследованы структура и физико-механические свойства полученного материала. Показано, что за два цикла штамповки можно получить компактную медь с размером зерна 88 нм.*

**Ключевые слова:** порошок меди, мелкая фракция, штамповка с противодавлением, микроструктура, рентгеноструктурный анализ, кристаллическая решетка, микротвердость, величина зерна.

**Проблема и её связь с научными и практическими задачами.** Интенсивная пластическая деформация (ИПД) позволяет получить наноструктуру, в результате чего изменяются физико-механические свойства материала: прочностные характеристики растут, а пластические снижаются, изменяются электрические, магнитные свойства, стойкость к износу и коррозии [1]. Получение наноструктуры достигается накоплением деформации при многократном деформировании заготовки и сохранении ее первоначальной формы и размеров. Оптимальным вариантом создания наноструктуры является схема, при которой в деформированной заготовке возникает всестороннее неравномерное сжатие. Для ИПД без формоизменения заготовок используют различные схемы деформирования: кручение под давлением, равноканальное угловое прессование (РКУ-прессование), винтовое прессование, «песочные часы» [2].

В последнее время разработан ряд новых схем, применение которых повышает эффективность деформирования за счет создания противодавления. Согласно работам [3, 4], РКУ и винтовое прессование с противодавлением обеспечивают получение наноструктуры материала с размером зерна менее 100 нм.

Способ пластической деформации материалов за счет уменьшения поперечного сечения заготовки в одном направлении при увеличении ее сечения в другом с приложением к переднему торцу противодействия величиной не меньшей, чем предел текучести материала заготовки, рассмотрен в работе [4]. Согласно способу [5], заготовку выдавливают через конусную матрицу, осаживают выдавленную часть заготовки и последовательно многократно повторяют эти операции.

Авторы работы [6] предложили способ пластического структурообразования металлов интенсивной пластической деформацией, согласно которому металлическую заготовку помещают в матрицу, установленную на плите с большой шероховатостью поверхности. На заготовку устанавливают сплошной и полый пуансоны, осуществляют закрытую осадку, а затем производят полым пуансоном обратное выдавливание до тех пор, пока металл не заполнит примерно 90 % его полости, после чего осуществляют прямое выдавливание металла внутренним сплошным пуансоном до совпадения нижних поверхностей полого и сплошного пуансонов. Далее вновь проводят обратное, а затем прямое выдавливание. После этого пуансоны извлекают из матрицы, матрицу переворачи-

вают на  $180^\circ$ , ставят на шероховатую подставку и повторяют все операции до тех пор, пока не будет получена необходимая структура металла.

Однако наноструктурные материалы не нашли еще широкого применения в машиностроении вследствие трудности изготовления деталей и сохранения наноструктуры. Основными причинами являются: ограниченность формы и размеров получаемых изделий, низкие характеристики пластичности, анизотропия структуры и нестабильность свойств, сложность и низкая стойкость оснастки, высокие давления деформирования [1].

Поэтому актуальными являются дальнейшее развитие способов получения наноструктурных материалов и переход от теоретических исследований к поиску методов изготовления деталей, которые требуют разработки новых, более эффективных схем ИПД и технологического оснащения для их реализации, исследования свойств и разработки технологических процессов.

**Постановка задачи.** Для повышения физико-механических свойств порошковых деталей и снижения трудоемкости их изготовления необходима дальнейшая разработка новых схем ИПД, которые позволят изготавливать штамповкой на первом этапе простые по форме детали типа тел вращения.

В связи с этим *целью* данной работы явились разработка технологии интенсивной пластической деформации порошковых материалов путем создания схемы сжатия с противодавлением, обеспечивающей получение наноструктуры, и исследование влияния схемы деформирования на микроструктуру и механические свойства.

**Объект исследования** — технология интенсивной пластической деформации порошковых материалов.

**Предмет исследования** — микроструктура и физико-механические свойства порошкового материала.

**Задачи** исследования:

- разработка схемы штампа для ИПД;
- выбор величины противодавления;
- микроструктурный и рентгеноструктурный анализ образцов материала;
- исследование физико-механических свойств материала.

**Методика исследования.** Для исследования использовали медный порошок, полученный из лома медных проводников тока марки М1 с частицами, имеющими размер менее 100 мкм и размер зерна в частицах 3–5 мкм. Технологический процесс изготовления заготовок для ИПД состоял из операций: компактирование, горячая штамповка и отжиг.

Заготовки нагревали до температуры  $900\text{--}920^\circ\text{C}$  в среде «синтез газа», выдерживали 7 мин и штамповали в закрытом штампе со степенью поперечной деформации 0,23 и осевой 0,17. Относительная плотность заготовок после штамповки составила 0,97–0,99, размеры:  $a = 10,5$  мм,  $b = 6,3$  мм,  $c = 54,7$  мм, средняя твердость НВ 5/2452/30–95, размер зерна 1,5–2 мкм.

Для снятия наклепа заготовки отжигали в той же среде при температуре  $500\text{--}520^\circ\text{C}$  в течение 360 с. При этом размер зерна несколько увеличился и в среднем составлял 3–5 мкм.

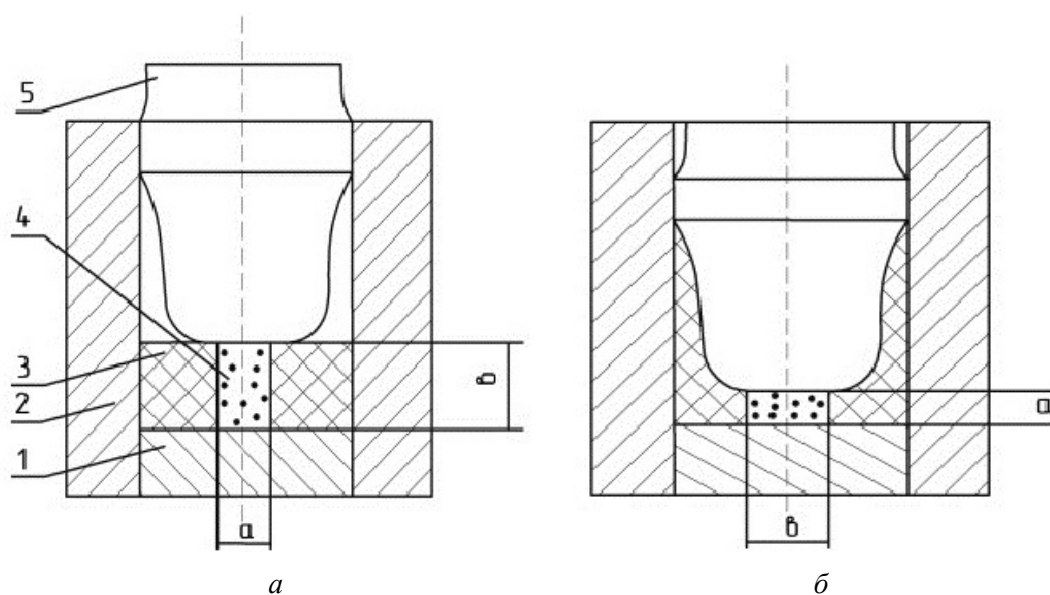
Из заготовок вырезали призматические образцы с размерами  $a = 14,9$  мм,  $b = 8,16$  мм,  $c = 12,8$  мм, которые подвергали закрытой штамповке в штампе (рис. 1) [6]. Образец 5, имеющий форму прямоугольного параллелепипеда с высотой  $a$  и сторонами основания  $b$  и  $c$ , устанавливали в полость матрицы 2 на опорную плиту 1 (рис. 1, а). Выполняли штамповку пуансоном 5. При этом высота становилась равной  $b$ , стороны основания, контактирующие с упругим элементом 3, приобретали размер  $a$  (рис. 1, б). Упругий элемент 3 сжимается, создавая противодействие, препятствующее разрушению образца 4. Согласно расчету, величина противодействия составляла 110 МПа [7]. Образец 4 извлекали из матрицы 2, поворачивали на  $90^\circ$ , повторно штамповали с высоты  $a$  до

высоты  $h$ ; процесс повторялся два раза. Давление штамповки не превышало 800 МПа. Штамповка с противодавлением, которое создается упругим элементом, повышает ресурс пластичности металла, происходит измельчение зерна и изменение физико-механических свойств. За первый цикл степень деформации составляла 0,53, за второй — 0,5, общая степень деформации — 1,03, выполнено два цикла. Давление деформирования на первом цикле составило 2055 МПа, на втором вследствие упрочнения давление повысили до 2240 МПа.

Теоретическая плотность порошкового материала  $8,94 \text{ г/см}^3$  достигнута после

первого цикла деформации. Изменение микротвердости после каждого цикла показано в таблице 1.

Микроструктуру меди и размер зерна изучали на растровом электронном микроскопе РЭММА-102, который предназначен для исследования топографии поверхности объектов в твердом состоянии и определения элементного состава объектов. Определяли микротвердость на приборе ПМТ-3. Величину области когерентного рассеивания (ОКР) и микроискажения кристаллической решетки определяли на рентгеновской установке ДРОН-4, расчеты вели по формуле Дебая — Шеррера [8].



а — начальное положение; б — конечное положение

Рисунок 1 Схема штампа для ИПД

**Изложение материала и его результаты.** При выполнении закрытой штамповки в объеме образца наблюдаются те же зоны деформации, что и при открытой осадке: в центре образца — зона прилипания, далее следует зона интенсивной деформации, следующая зона — течение металла ограничено стенками матрицы. Этот факт течения металла подтверждается анализом рентгенограмм (рис. 2).

На рисунке 2 представлены кривые распределения интенсивности импульсов в за-

висимости от угла скольжения для каждого профиля рентгеновских интерференционных линий, снятых с образцов. В таблице 1 приведены размеры ОКР и микроискажений кристаллической решетки. Размеры ОКР зависят от интенсивности течения металла по зонам. Анализ результатов расчета ОКР после первого цикла штамповки показал наибольший размер ОКР во второй зоне. После второго цикла штамповки размеры ОКР отличаются незначительно, что, очевидно, связано с упрочнением металла,

которое проявляется в изменении микротвердости. Увеличение микротвердости после второго цикла составляет 0,4 ГПа вследствие упрочнения конгломерата частиц порошка. Наибольшие микроискажения кристаллической решетки  $\Delta d/d$  также наблюдаются во второй зоне интенсивной деформации металла.

Установлено, что с увеличением степени деформации проявляется её текстура (рис. 2). Она проявляется в том, что величина импульсов изменяется неравномерно по кристаллографическим плоскостям. По плоскости (111) она составляет 22500 имп/с, по

плоскости (311) — 45700 имп/с, по плоскости (220) — 30000 имп/с. Это связано с изменением интенсивности течения металла и, соответственно, изменением областей когерентного рассеивания и микроискажений кристаллической решетки.

Размер зерен по разным кристаллографическим плоскостям отличается, что свидетельствует о наличии текстуры деформации зерен. Наименьшая величина зерна 88 нм достигнута по плоскости (111), которая соответствует наиболее интенсивному скольжению металла.

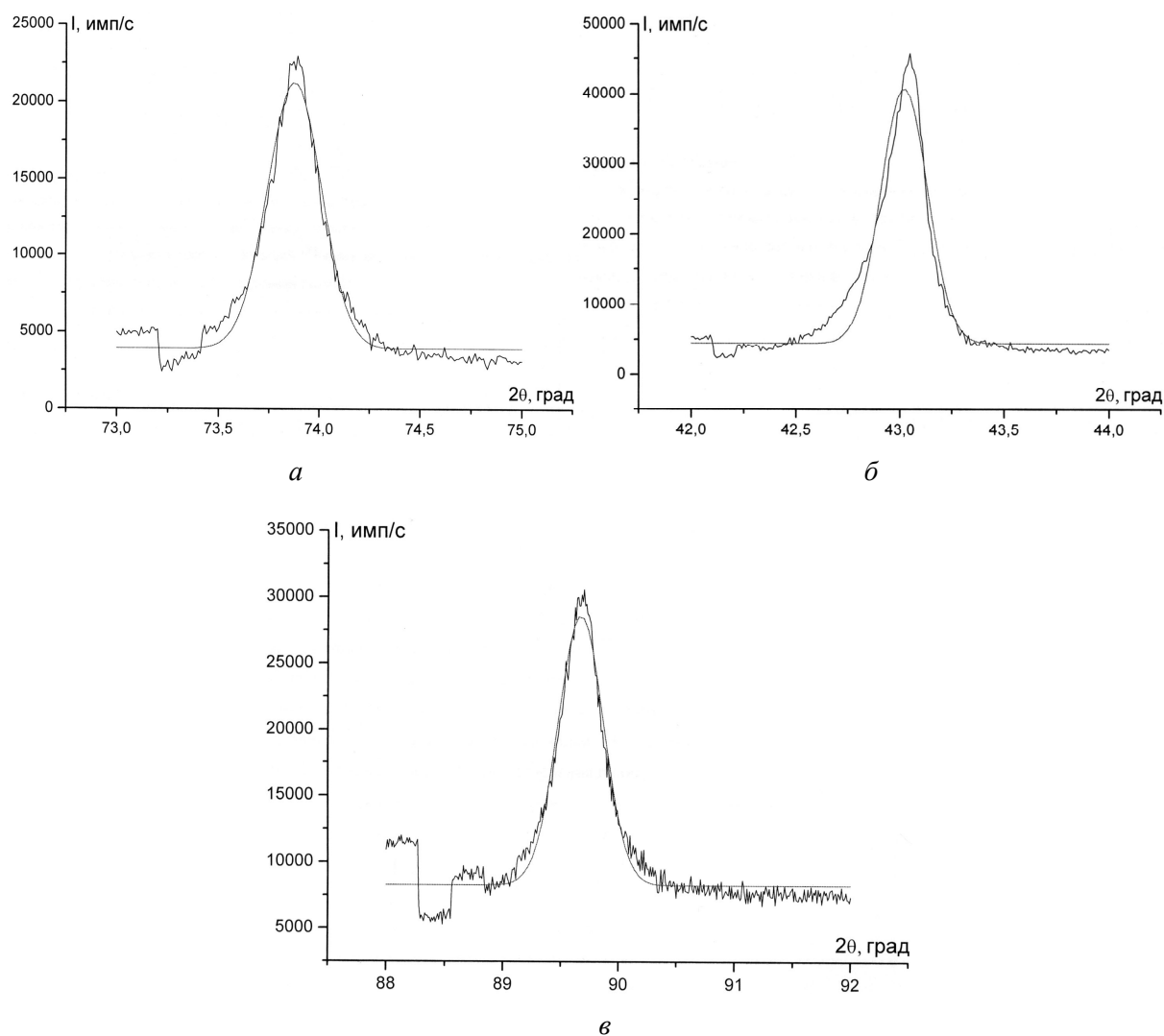


Рисунок 2 Рентгенограммы по кристаллографическим плоскостям:  
а — (111), б — (311), в — (220)



Таблица 1

Размеры ОКР, величина микроискажений кристаллической решетки  $\Delta d/d$  и микротвердость меди  $H_\mu$  после каждого цикла штамповки в закрытой матрице

Количество циклов штамповки	1 цикл			2 цикл		
	1 зона	2 зона	3 зона	1 зона	2 зона	3 зона
Размеры ОКР, нм	25	35	27	35	38	37
$\Delta d/d$ , нм	0,36	0,38	0,37	0,37	0,38	0,38
$H_\mu$ , ГПа	3,2	3,5	3,4	3,6	3,9	3,8
$d_z$ , нм	127	103	101	111	88	102

Электронно-микроскопические исследования показали, что структура в результате деформации претерпевает значительные изменения (рис. 3). После первого цикла штамповки размер зерна уменьшился в среднем до 111 нм, после второго

цикла составил в среднем 100 нм. До деформации средний размер зерна в частицах составлял 30 мкм. После второго цикла штамповки получена однородная структура без видимых дефектов со средним размером зерна 88 нм.

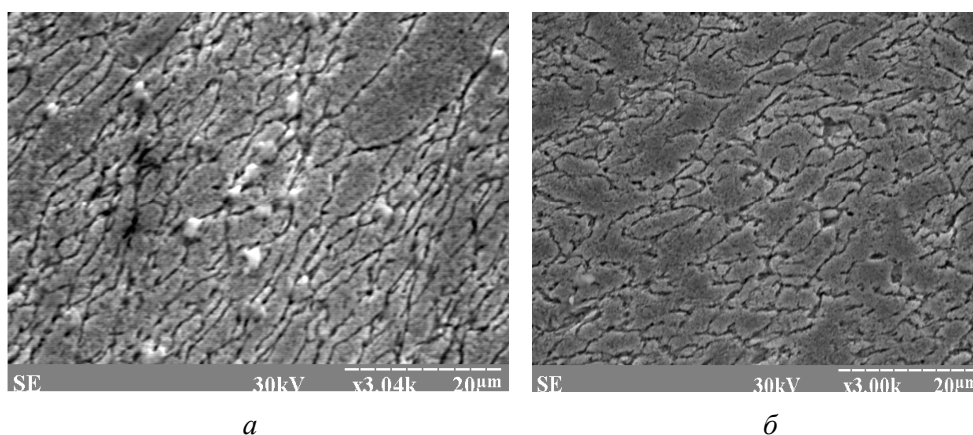


Рисунок 3 Микроструктура меди после штамповки: первый цикл — а, второй цикл — б

**Выводы и направление дальнейших исследований.** Выполненные исследования позволили сделать следующие выводы:

1. Разработана новая технология и оснастка для получения наноструктурных материалов способом многократной закрытой штамповки.

2. Установлена величина противодавления в закрытом штампе, позволяющая избежать появления трещин и разрушения образцов и получить компактный материал.

3. Микроструктурный и рентгеноструктурный анализ образцов позволил определить величину зерна меди. Наименьшая величина зерна 88 нм достигнута по плос-

кости (111). Установлено наличие текстуры деформации зерен по различным кристаллографическим плоскостям.

4. Исследованы физико-механические свойства материала. Относительная плотность заготовок после штамповки составила 0,97–0,99. Теоретическая плотность меди получена после первого цикла штамповки. Микротвердость увеличилась в сравнении с отожженной медью вследствие упрочнения материала.

Дальнейшие исследования должны быть направлены на применение разработанной технологии ИПД для конкретной детали машиностроения.

**Библиографический список**

1. Валиев, Р. З. Наноструктурные материалы, полученные интенсивной пластической деформацией [Текст] / Р. З. Валиев, И. В. Александров. — М. : Логос, 2000. — 271 с.
2. Андриевский, Р. А. Наноструктурные материалы [Текст] / Р. А. Андриевский, А. В. Рагуля. — М. : Издательский центр «Академия», 2005. — 192 с.
3. Рааб, Г. И. Структура и свойства меди после РКУ-прессования в условиях повышенных давлений [Текст] / Г. И. Рааб, Н. А. Красильников, И. В. Александров, Р. З. Валиев // Физика и техника высоких давлений. — ВНУ им. В. Даля, 2000. — Т. 10. — №4. — С. 73–77.
4. Пат. 59856 А Украина, 7В21 С25/00. Спосіб деформаційної обробки матеріалів / Я. Ю. Бейгельзимер, С. Г. Синков, Д. В. Орлов та ін. ; заявник і патентовласник СНУ ім. В. Даля. — № 20021210583 ; заявл. 26.12.02 ; опубл. 15.09. 03, Бюл. № 9. — 4 с.
5. Пат. 25349 Украина, МПК (2006) С22F 1/08. Спосіб одержання міді з брухту мідних провідників струму / Л. О. Рябічева, О. П. Скляр, А. Т. Циркін ; заявник і патентовласник СНУ ім. В. Даля. — № 200702207 ; заявл. 01.03. 07 ; опубл. 10.08. 07, Бюл. № 12. — 2 с.
6. Пат. 40382 Украина, МПК (2009) В21J 5/00. Спосіб пластичного структуроутворення металів при інтенсивній пластичній деформації / Л. О. Рябічева, А. Т., Циркін, М. В. Білошицький, В. В. Смоляк, Т. А. Рябовол ; заявник і патентовласник СНУ ім. В. Даля. — № 200811533 ; заявл. 25.29.08 ; опубл. 10.04.09, Бюл. № 7. — 3 с.
7. Raab, G. I. Processing Ultrafine-Grained Copper by ECAP with Controlled BackPressure [Text] / G. I. Raab, N. A. Krasilnikov, R. Z. Valiev // Ultrafine Grained Materials III, Proceedings of Symposium held during TMS 2004. — USA, 2004. — P. 137.
8. Цыбуля, С. В. Рентгеноструктурный анализ ультрадисперсных систем: формула Дебая [Текст] / С. В. Цыбуля, Д. А. Яценко // Журнал структурной химии. — 2012. — Т. 53. — С.155–171.

© Рябічева Л. А.© Коробко Т. Б.

**Рекомендована к печати к.т.н., доц., зав. каф. ОМДиС ЛГУ им. В. Даля Стояновым А. А., к.т.н., доц., зав. каф. ОМДиМ ДонГТИ Денищенко П. Н.**

Статья поступила в редакцию 22.09.2020.

**Doctor of Technical Sciences Ryabicheva L. A.** (LSU named after V. Dahl, Lugansk, LPR, ryabic@gmail.com), **PhD in Engineering Korobko T. B.** (DonSTI, Alchevsk, LPR, korobko.tamara@rambler.ru)

# **TECHNOLOGY FOR PRODUCING NANOSTRUCTURED COPPER BY INTENSIVE PLASTIC DEFORMATION**

*This paper presents a new technology for producing nanostructured powdered copper by die forging with counter pressure. A graph of the die is shown. The structure and physical and mechanical properties of the obtained material are investigated. It is shown that the compact copper with a grain size of 88 nm can be obtained in two die forging cycles.*

**Key words:** copper powder, fine fraction, die forging with counter pressure, microstructure, x-ray crystallography, crystal lattice, microhardness, grain size.

УДК 669.162.262

к.т.н. Русанов И. Ф.,  
к.т.н. Куберский С. В.  
(ДонГТИ, г. Алчевск, ЛНР, rusanova-2011@inbox.ru),  
к.т.н. Мищенко И. М.  
(ДонНТУ, г. Донецк, ДНР),  
к.т.н. Кузьменко В. Ф.  
(Филиал № 12 ЗАО «Внешторгсервис», г. Алчевск, ЛНР)

## АНАЛИЗ РАБОТЫ АГЛОМЕРАЦИОННОГО ЦЕХА АМК В УСЛОВИЯХ НЕСТАБИЛЬНОГО ПОСТУПЛЕНИЯ ПРИРОДНОГО СЫРЬЯ

*Проанализированы данные работы агломерационного цеха АМК в период нестабильной поставки концентрата и железной руды комбинату, что вызвало необходимость использования шихты с высоким расходом шламов и обогащенных мартеновских шлаков (до 455 кг/т агломерата и до 135 кг/т агломерата соответственно). Установлено влияние замены природного сырья техногенными отходами на ход процесса агломерации, показатели работы цеха и качество получаемого агломерата.*

**Ключевые слова:** агломерация, концентрат, шлак, руда, железосодержащие отходы, агломерат, содержание железа, суточное производство, газодинамические условия, показатели работы.

**Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.** В современных условиях при стабильном обеспечении металлургических предприятий черной металлургии природным железорудным сырьем основой агломерационной шихты являются аглоруда и концентрат. Доля концентрата в железорудной части шихты близка к 80 %. С целью экономии природных материальных ресурсов и снижения себестоимости агломерата в шихту вводят железосодержащие техногенные отходы, такие как шлаки, шламы и окалину. Общий их расход обычно невелик и в сумме составляет не более 50–60 кг/т агломерата.

Изучению металлургических свойств техногенных отходов, целесообразности и особенностям их ввода в агломерационную шихту посвящено достаточно много исследований, в том числе и исследований, проведенных на кафедре металлургии черных металлов ДонГТИ [1, 2].

Обычно в этих исследованиях техногенные отходы рассматривались как добавки, позволяющие снизить расход природного сырья.

В отдельные периоды работы агломерационного цеха ПАО «Алчевский металлургический комбинат» (АМК) в 2010 году, характеризующиеся нестабильной поставкой концентрата, возникла необходимость увеличения расхода шлама в агломерационной шихте с 95 до 455 кг/т агломерата. При этом отмечались значительные колебания удельных расходов аглоруды и концентрата в составе шихты, а в отдельные месяцы концентрат не использовался вовсе.

Одновременно в шихту вводился обогащенный мартеновский шлак крупностью до 10 мм — МОС-1 — в количестве от 50 до 135 кг/т агломерата.

Опыт производства агломерата из такой шихты отсутствует и нуждается в глубоком анализе получаемых технико-экономических показателей.

**Постановка задачи.** В связи с изложенным выше в данной работе поставлена задача проанализировать результаты работы агломерационного цеха АМК в условиях частичной замены природного железорудного сырья техногенными отходами и установить влияние их ввода в шихту в боль-

## МЕТАЛЛУРГИЯ И МАТЕРИАЛОВЕДЕНИЕ

шом количестве на показатели производства агломерата.

**Изложение материала и его результаты.** Для производства качественного агломерата общим требованием, отраженным в технологических инструкциях всех металлургических предприятий, является обеспечение на рудных дворах или усреднительных складах необходимого нормативного запаса природного сырья: аглоруды, концентрата и флюсов.

На АМК удельный расход природных железорудных материалов обычно равен около 800 кг/т агломерата. При этом доля концентрата в смеси составляет более 80 %.

В таблице 1 приведены удельные расходы как природных материалов, так и основных техногенных отходов за период, когда их вводили в достаточно большом количестве. При этом в 2010 г. среднегодовой расход шлама составил 170 кг/т агломерата.

Таблица 1

Удельный расход железосодержащих материалов на производство агломерата

Материалы	Расход по годам, кг/т агломерата				
	2008	2009	2010	2011	2012
Природные железорудные материалы, в том числе:	810	731	727	804	812
концентрат	678	584	498	646	722
аглоруда	132	147	229	158	89,6
Шлам	17,3	113	181	107	80,6
Обогащенный мартеновский шлак (МОС-1)	33	87,4	78,5	36,3	35,6
Суммарный расход материалов	860,3	931,4	986,5	947,3	927,8

Ввод в шихту шлама в большом количестве в условиях АМК обусловлен колебаниями и снижением объемов поставок комбинату концентрата. В результате среднегодовое содержание концентрата в его штабеле снизилось с 79 % в 2008 г. до 49 % в 2010 г. (рис. 1). Недостаток концентрата покрывался вводом в штабель шлама и обогащенного мартеновского шлака МОС-1.

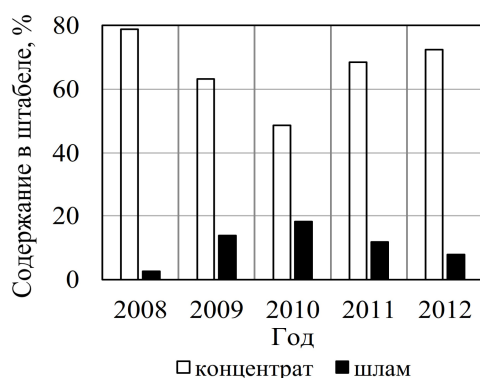


Рисунок 1 Среднегодовое содержание концентрата и шлама в штабеле концентрата

При этом основным материалом, компенсирующим его недостаток, являлся шлак из карт обезвоживания. В 2009 г. его расход по отношению к концентрату составил 26,5 %, а в 2010 г. — 37,3 %. В пересчете на тонну агломерата расход шлама составлял 14–17 %. Среднегодовой расход шлама на тонну концентрата и тонну агломерата приведен на рисунке 2.

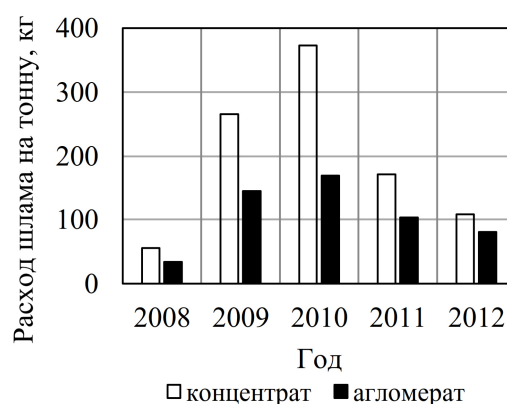


Рисунок 2 Среднегодовой расход шлама на тонну концентрата и тонну агломерата

Особенно значительная нехватка концентрата и неритмичность его поставки на комбинате наблюдалась в 2010 г. В результате ежемесячно расход железосодержащих материалов изменялся в широком диапазоне (рис. 3).

Наиболее сильно изменялся расход концентрата. В первом квартале его расход составлял в среднем 685 кг/т, в мае, июне и августе — около 400 кг/т агломерата, а в июле он полностью отсутствовал в шихте. Затем ситуация стала улучшаться: в четвертом квартале поставки концентрата стабилизировались и его расход возрос до 600 кг/т агломерата. Среднегодовой расход концентрата составил 498 кг/т агломерата.

В июле, когда концентрат в шихте отсутствовал, основными железосодержащими материалами являлись аглоруда и шлам. Их соотношение в шихте было близким к 1:1 при расходе руды 477, а шлама 455 кг/т агломерата. Замена природных железорудных материалов шламом, естественно, не равнозначна. Прежде всего, это объясняется разницей в их химическом составе. Как видно из данных, приведенных в таблице 2, в шламе содержание железа примерно в 1,4 и в 1,7 раза меньше чем в руде и концентрате соответственно (табл. 2).

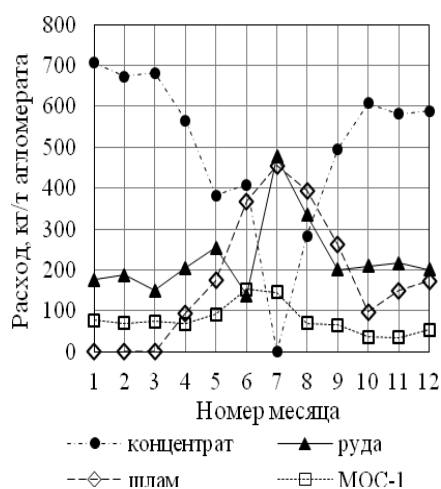


Рисунок 3 Колебания удельных расходов железосодержащих материалов в 2010 г.

Таблица 2  
Среднее содержание основных компонентов в шихтовых материалах

Материал	Компоненты, %			
	Fe	FeO	CaO	SiO <sub>2</sub>
Концентрат	65,4	23,4	<0,3	7,6
Аглоруда	54,5	13,5	0,6	13,6
Шлам	38,3	7,9	9,5	9,6
МОС-1	45,0	13,6	21,9	11,9
Отсев агломерата	54,8	11,7	10,8	8,3
Окалина	70,0	62,2	2,1	3,0
Известняк	0,5	—	41,0	1,8
Известь	0,1	—	87,0	0,9
Топливо*	6,0	—	2,0	47,1

\*Зола составляет 15,6 %.

Авторы работы [1], делая оценку шламов АМК, отмечают наличие в них большого количества горючего углерода (10–12 %). По их мнению, это значительно увеличивает металлургическую ценность шламов. Однако проведенные нами опытные спекания агломерата из шихты, состоящей из шлама с добавкой флюса, показали, что при агломерации сгорает лишь незначительная часть углерода шлама. Связано это с тем, что подавляющее большинство частиц шлама (87–88 %) имеет размер меньше 0,05 мм и лишь около 1–2 % частиц крупнее 0,1 мм. Топливо такого размера, как установлено многими исследованиями, при окомковании шихты закатывается в гранулы и в процессе не участвует. Косвенным подтверждением сказанного является факт увеличения в 2–3 раза содержания углерода в возврате при спекании шихты с большим количеством шлама.

К сожалению, данные о содержании углерода в агломерате отсутствуют, и это не позволяет сделать более объемный анализ участия углерода шлама в процессе спекания агломерата.

С целью обеспечения заданного содержания железа в агломерате в шихту вводился МОС–1 в количестве до 150 кг/т агломерата.

Влияние на ход и показатели процесса агломерации ввода в шихту МОС–1 описано авторами работы [2]. Особенностью этого продукта является то, что в его состав входит металлическое железо. По данным авторов среднее содержание металлического железа в МОС–1 составляет около 39 %, а общего железа — около 58 %. В то же время продукт МОС–1 крайне неоднороден. Содержание металлического железа в исследованных пробах находилось в пределах от 19 до 60 %. В большинстве случаев содержание металлического железа находится в пределах 30–43 %. Количество проб, в которых содержание железа было меньше 30 % составило 7,3 %, а в которых оно превышало 43 % — около 29 %.

Металлическое железо в ходе процесса агломерации практически полностью окисляется, и выделяющееся при этом тепло позволяет снизить расход топлива. Опытные спекания агломерата из шихты, состоящей только из продукта МОС–1 и коксика, показали, что качественный по прочности агломерат может быть получен при содержании углерода в шихте около 1 %. Обычно для производства агломерата, как известно, его содержание в шихте составляет 3,5–4,0 %.

Анализ данных работы агломерационного цеха АМК за 2010 год показал, что в условиях, в которых он работал, в зависимости от расхода основных железосодержащих материалов, при увеличении или уменьшении их расхода в шихту, изменение содержания железа в агломерате может быть ориентировочно рассчитано по уравнению

$$\Delta Fe_{агл} = Fe_{агл}^{\delta} - Fe_{агл}^p = 0,024 \cdot \Delta P + 0,02 \cdot \Delta III + 0,08 \cdot \Delta M - 0,016 \cdot \Delta K, \quad (1)$$

где  $Fe_{агл}^{\delta}$  и  $Fe_{агл}^p$  — содержание железа в агломерате в базовый и расчетный период соответственно, %;  $\Delta P, \Delta III, \Delta M$  и  $\Delta K$  — изменение расходов руды, шлама, МОС-1

и концентрата соответственно в сравниваемых периодах работы цеха, кг.

Эмпирические коэффициенты в уравнении (1) определены регрессионным анализом.

Расчет при сравнении шихтовых условий, в которых цех работал в январе (шлам в шихте отсутствовал) и июле (в шихте отсутствовал концентрат), показал, что в результате перешихтовки содержание железа в агломерате должно было снизиться на 10,4 % и составлять 44,4 %. По отчетным данным содержание железа в агломерате равно 44,53 %.

Предложенная зависимость (1) не позволяет точно рассчитать изменение содержания железа ввиду того, что она не учитывает колебания содержания железа в материалах, однако она может быть рекомендована для оперативного анализа влияния измененных условий на его содержание без расчета шихты или составления соответствующего баланса.

Колебание содержания железа в шламе не позволяло производить агломерат, отвечающий требованиям по содержанию железа и диапазону его колебаний. Количество анализов агломерата, укладываемых в диапазон  $\pm 0,5$  % от среднего содержания железа в агломерате, уменьшалось при увеличении доли шлама в шихте. Так, если при работе без шлама в указанный диапазон укладывалось в среднем 40–50 %, то при максимальном расходе шлама 455 кг/т агломерата — только около 5 %. Влияние расхода шлама на количество кондиционного агломерата носит линейный характер. Теснота связи характеризуется коэффициентом корреляции, равным 0,83.

В период работы агломерационного цеха с максимальным расходом шлама и МОС–1 в шихте было отмечено резкое повышение содержания FeO в агломерате. Если в обычных условиях производится агломерат с содержанием закиси железа около 11 %, то при значительной замене концентрата шламом и МОС–1 (расход первого возрос до 370–455, а второго — до

145–153 кг/т агломерата) содержание FeO в агломерате возросло до 18–22 %. Этот факт объясняется окислением содержащегося в МОС–1 металлического железа, механизм которого описан в работе [2]. Как установлено в результате настоящего анализа, при увеличении расхода МОС–1 на каждые 10 кг/т агломерата содержание FeO в агломерате возрастало на 0,6 %.

Заданная основность агломерата обеспечивалась вводом в шихту извести и известняка. Их расход также варьировался в широком диапазоне. Среднегодовой расход извести составил 57 кг/т агломерата при минимальном ее расходе 51 и максимальном 68 кг/т агломерата. Известняка в шихту в среднем за год вводилось 76 кг/т агломерата при минимальном его расходе 43 и максимальном 126 кг/т агломерата. При этом основность агломерата также колебалась в широком диапазоне от 1,16 до 1,48. Ее среднее значение равнялось 1,31, а среднеквадратичное отклонение — 0,13. Качественного агломерата по основности (по укладке в требуемый диапазон  $\pm 0,05$  от среднего) в разные месяцы получено от 21 до 47 %.

Как показал анализ, колебания основности не были вызваны колебаниями расходов в шихту ни шлама, ни МОС–1. Повидимому, они явились следствием недостаточно точной дозировки.

Также установлено, что при увеличении расходов шлама и МОС–1 в агломерационной шихте содержание MgO в агломерате возрастает. Изменение содержания MgO в агломерате удовлетворительно описывается эмпирическим уравнением

$$\Delta MgO_{agl} = 0,003 \cdot (\Delta P + \Delta III) + 0,015 \cdot \Delta M - 0,002 \cdot \Delta K. \quad (2)$$

В анализируемом периоде существенно снизилась производительность агломерационного цеха. Основной причиной этого явились значительные простои цеха производственного характера. Среднемесячные простои к номинальному времени работы цеха по факту составили 15,3 % при плановых 6,0 %.

Кроме того, к снижению производства привело изменение состава железосодержащей части шихты. На рисунке 4 приведена наблюдаемая зависимость суточного производства от удельных расходов концентрата (K), агломерационной руды (P) и шлама (Ш). Эти зависимости описываются соответствующими уравнениями

$$P_{сут} = 0,004 \cdot K + 11,64, R^2 = 0,39,$$

$$P_{сут} = -0,007 \cdot P + 15,42, R^2 = 0,20,$$

$$P_{сут} = -0,0061 \cdot Ш + 14,92, R^2 = 0,45.$$

В теории и на практике установлено, что в смеси тонко измельченного концентрата с рудой увеличение его доли приводит к снижению производительности. Причиной этого является снижение газопроницаемости спекаемого слоя в результате разрушения гранул шихты в зоне переувлажнения и сушки.

Согласно же данным, приведенным на рисунке 4, в условиях работы агломерационного цеха АМК в рассматриваемом периоде наблюдалась обратная зависимость производительности от расхода концентрата в шихту. Несмотря на большой разброс фактических данных, наблюдается достаточно четкая линейная зависимость, характеризующаяся коэффициентом корреляции, равным 0,62.

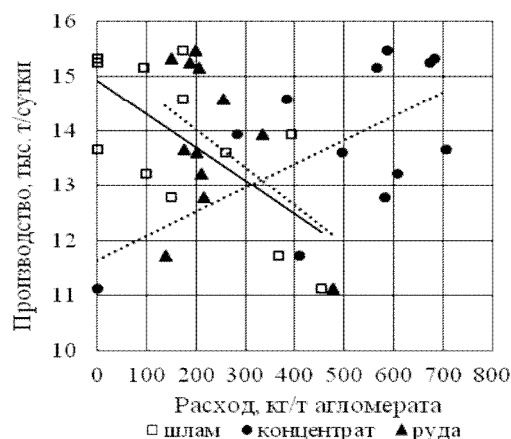


Рисунок 4 Зависимость суточного производства от удельных расходов железосодержащих материалов

Увеличение удельного расхода концентрата на 100 кг/т агломерата приводило к повышению суточного его производства на 440 т агломерата.

При этом увеличение удельного расхода шлама в шихте на 100 кг сопровождалось снижением суточного производства агломерата на 610 т. Коэффициент корреляции, характеризующий эту связь, равен 0,67.

Одновременное уменьшение удельного расхода концентрата и увеличение расхода шлама на 100 кг приводит к снижению производства агломерата примерно на одну тысячу тонн в сутки.

Наблюдаемое влияние концентрата и шлама на производство, по-видимому, объясняется следующим.

При уменьшении в шихте концентрата снижается количество разрушающихся гранул, образовавшихся без центров окомкования. Это приводит к повышению газопроницаемости спекаемого слоя.

С другой стороны, шлак имеет повышенную влажность — около 20 %. При такой влажности образуются комки, которые в процессе окомкования не разрушаются. В зоне сушки эти комки распадаются, образуя малопроницаемую грязеподобную массу. По нашим данным это происходит при влажности комков свыше 9 %. В результате образовавшаяся масса забивает пустоты в спекаемом слое и его газопроницаемость снижается.

В целом газопроницаемость слоя при больших расходах шлама, заменяющего концентрат, значительно снижается.

Косвенным подтверждением этого является снижение вакуума (В) в коллекторе при увеличении расхода шлама (рис. 5). Полученные зависимости имеют вид

$$B = -0,003 \cdot \Pi + 7,46, R^2 = 0,62,$$

$$B = 0,0023 \cdot K + 5,69, R^2 = 0,47.$$

Если при полном отсутствии шлама в соответствии с установленными зависимостями вакуум был 7,46 кПа, то при полном

отсутствии концентрата он снизился до 5,7 кПа. Взаимосвязь вакуума с расходом шлама характеризуется коэффициентом корреляции, равным 0,78, а с расходом концентрата — 0,68.

Составленные материальные балансы основных химических компонентов шихты показали, что при вводе в шихту неподготовленного шлама увеличивается вынос мелкодисперсной пыли примерно в 1,5–2 раза.

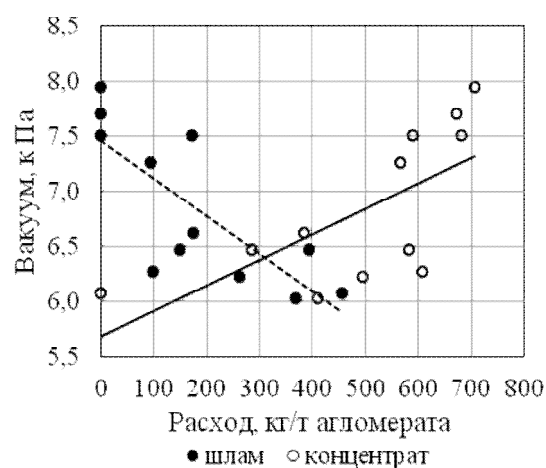


Рисунок 5 Влияние состава шихты на величину вакуума в коллекторе

**Выводы и направление дальнейших исследований.** Проведенный анализ показал, что ввод в агломерационную шихту шлама в большом количестве, а тем более полная замена концентрата шламом без подготовки последнего, не рационален даже в условиях неритмичной поставки природного железорудного материала.

В ходе дальнейших исследований необходимо установить влияние ввода в агломерационную шихту техногенных отходов в большом количестве на выход годного агломерата, его прочность и ситовый состав, восстановимость и другие характеристики. Необходимо также проанализировать результаты доменной плавки на агломерате, произведенном из шихты, содержащей большое количество техногенных отходов.



**Библиографический список**

1. Петрушов, С. Н. *Металлургическая оценка шламов АМК [Текст] / С. Н. Петрушов, И. И. Ровенский, С. Д. Кузьминова, Ю. В. Изюмов // Сборник науч. трудов ДГМИ. — Алчевск : ДГМИ, 2002. — № 15. — С. 214–221.*

2. Петрушов, С. Н. *Перспективы разработки техногенных месторождений на примере переработки шлаков сталеплавильного производства Алчевского меткомбината [Текст] / С. Н. Петрушов, И. Ф. Русанов, Р. И. Русанов и др. // Металлургическая и горнорудная промышленность. — 2002. — № 4. — С. 123–125.*

© Русанов И. Ф.  
 © Куберский С. В.  
 © Мищенко И. М.  
 © Кузьменко В. Ф.

*Рекомендована к печати к.т.н., доц. каф. МЧМ ДонГТИ Должиковым В. В.,  
 зам. нач. ЦЛК филиала № 12 ЗАО «Внешторгсервис» Тарасовым В. Н.*

*Статья поступила в редакцию 21.10.2020.*

**PhD in Engineering Rusanov I. F., PhD in Engineering Kuberskiy S. V. (DonSTI, Alchevsk, LPR),  
 PhD in Engineering Mishchenko I. M. (DonNTU, Donetsk, DPR), PhD in Engineering  
 Kuzmenko V. F. (Branch № 12 ZAO “Vneshtorgservis” (Closed Joint-Stock Company), Alchevsk,  
 LPR)**

**OVERVIEW THE WORK OF SINTERING SHOP OF ALCHEVSK IRON-AND-STEEL  
 WORKS IN CONDITIONS OF UNSTABLE INPUT OF NATURAL RAW MATERIALS**

*There have been analyzed the work data of sintering shop of Alchevsk Iron-and-Steel Works during the period of unstable supply of concentrate and iron ore to the plant, which caused the need to use burden with a high-tailing consumption and enriched open-hearth slag (up to 455 kg/t of sinter and up to 135 kg/t of sinter, respectively). There has been determined the impact of replacement of natural raw materials with man-caused waste on sintering process, the performance of the shop and the quality of the received sinter.*

**Key words:** *sintering, concentrate, tailing, ore, iron-containing waste, sinter, iron content, daily production, gas dynamic condition, performance.*

УДК 669.162

к.т.н. Должигов В. В.,  
к.т.н. Диментьев А. О.,  
к.т.н. Власенко Д. А.

(ДонГТИ, г. Алчевск, ЛНР, [dimentev@inbox.ru](mailto:dimentev@inbox.ru))

## СТАТИСТИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ КОЛЕБАНИЙ ХИМИЧЕСКОГО СОСТАВА АГЛОМЕРАЦИОННОЙ ШИХТЫ И АГЛОМЕРАТА

*В работе представлен статистический анализ влияния химического состава агломерационной шихты на полученный из нее агломерат. Определено, что наибольший вклад в нестабильность химического состава агломерата вносят колебания содержания CaO в агломерационной шихте, поэтому применение технологических мероприятий, направленных на уменьшение этого колебания, приведет к повышению качества окучкованного железорудного материала.*

**Ключевые слова:** статистический анализ, агломерационная шихта, агломерат, колебание, химический состав.

**Проблема и её связь с научными и практическими задачами.** В настоящее время высокие технико-экономические показатели работы доменной печи достигаются за счет выполнения ряда условий, среди которых требования к химическому составу железорудной части шихтовых материалов:

- максимальное содержание железа;
- минимальное количество вредных примесей;
- минимальные количественные колебания химического состава [1, 2].

С целью соблюдения последнего требования для агломерата как одной из основных составляющих железорудной части шихты доменной печи на металлургических предприятиях выполняют следующие мероприятия: ряд усреднительных операций на разных стадиях технологического процесса спекания, повышают точность дозирования компонентов при составлении шихтовых смесей и т. д. [3].

При этом качество загружаемого в доменную печь агломерата зависит от колебания химических соединений в агломерационной шихте, которое для каждого металлургического предприятия имеет индивидуальные значения.

**Постановка задачи.** Оценить влияние химического состава агломерационной шихты на содержание различных соедине-

ний в спекаемом агломерате в условиях выбранного металлургического предприятия.

**Методика исследования.** Статистический анализ данных о химическом составе агломерационной шихты и агломерата.

**Изложение материала и его результаты.** Рассмотрено 4178 проб агломерационной шихты и 4605 проб агломерата одного из ведущих металлургических предприятий СНГ. После их синхронизации и удаления неполных проб оставлено 4153 пробы.

В качестве исследуемых факторов в пробах агломерационной шихты использовали данные о содержании Fe, CaO, SiO<sub>2</sub>, влажности и основности (CaO/SiO<sub>2</sub>), а в пробах агломерата — Fe, FeO, CaO, SiO<sub>2</sub>, MgO, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, MnO и основности (CaO/SiO<sub>2</sub>). В таблице 1 приведены основные статистические характеристики переменных по выборке.

Полученные гистограммы частот по каждой переменной имеют нормальный закон распределения, кроме графика зависимости влажности агломерационной шихты, который представлен на рисунке 1.

Для оценки стохастической связи между переменными были рассчитаны коэффициенты парной корреляции. Переменные с малыми значениями всех коэффициентов были исключены из дальнейшего анализа, а остальные, с учетом внесенных изменений, пересчитаны и приведены в таблице 2.

## МЕТАЛЛУРГИЯ И МАТЕРИАЛОВЕДЕНИЕ

Таблица 1

Статистические характеристики переменных (%)

Переменная	Кол-во проб	Среднее	Минимальное значение	Максимальное значение	Станд. отклонение	Коэф. вариации
Агломерационная шихта						
Fe <sub>ш</sub>	4153	49,2	40,1	61,4	2,75	6
SiO <sub>2ш</sub>	4153	8,5	5,8	11,6	0,72	8
CaO <sub>ш</sub>	4153	10,5	1,8	16,9	1,86	18
Влажность <sub>ш</sub>	4153	7,3	1,2	15,5	1,41	19
Основность <sub>ш</sub>	4153	1,24	0,24	2,42	0,21	17
Агломерат						
Fe <sub>а</sub>	4153	53,8	48,7	58,8	1,57	3
FeO <sub>а</sub>	4153	13,2	5,8	24,3	1,86	14
CaO <sub>а</sub>	4153	12,1	6,4	17,6	1,66	14
SiO <sub>2а</sub>	4153	9,4	7,2	11,9	0,69	7
MgO <sub>а</sub>	2156	1,3	0,7	2,6	0,18	14
Al <sub>2</sub> O <sub>3а</sub>	2033	1,2	0,5	2,2	0,23	19
MnO <sub>а</sub>	784	0,3	0,0	1,1	0,12	46
Основность <sub>а</sub>	4153	1,29	0,69	2,02	0,157	12

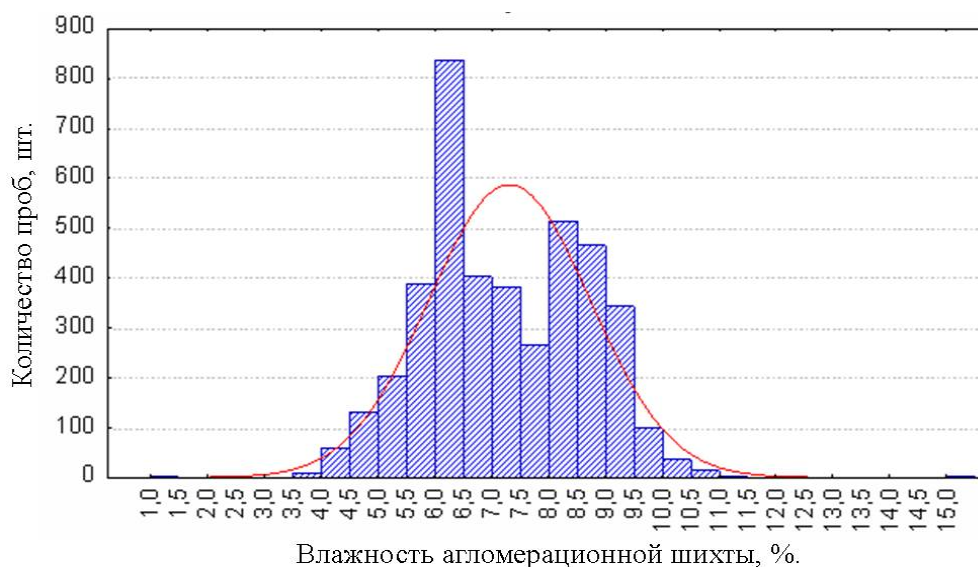


Рисунок 1 Гистограмма распределения влажности агломерационной шихты

Таблица 2

Коэффициенты парной корреляции между переменными (выделены значения 0,5 и более)

Переменная	Fe <sub>ш</sub>	SiO <sub>2ш</sub>	CaO <sub>ш</sub>	Влажность <sub>ш</sub>	Основность <sub>ш</sub>
Fe <sub>ш</sub>	1,00	-0,46	<b>-0,91</b>	0,37	<b>-0,72</b>
SiO <sub>2ш</sub>	-0,46	1,00	0,34	-0,49	-0,14
CaO <sub>ш</sub>	<b>-0,91</b>	0,34	1,00	-0,38	<b>0,88</b>
Влажность <sub>ш</sub>	0,37	-0,49	-0,38	1,00	-0,15
Основность <sub>ш</sub>	<b>-0,72</b>	-0,14	<b>0,88</b>	-0,15	1,00
Fe <sub>а</sub>	<b>0,65</b>	-0,43	<b>-0,67</b>	0,45	<b>-0,50</b>
FeO <sub>а</sub>	0,13	-0,03	-0,18	0,11	-0,18

Продолжение таблицы 2

Переменная	Fe <sub>a</sub>	FeO <sub>a</sub>	CaO <sub>a</sub>	SiO <sub>2a</sub>	Основность <sub>a</sub>
CaO <sub>a</sub>	<b>-0,64</b>	0,31	<b>0,71</b>	-0,40	<b>0,59</b>
SiO <sub>2a</sub>	-0,44	<b>0,60</b>	0,40	<b>-0,59</b>	0,12
Основность <sub>a</sub>	-0,48	-0,01	<b>0,57</b>	-0,10	<b>0,62</b>
Fe <sub>ш</sub>	<b>0,65</b>	0,13	<b>-0,64</b>	-0,44	-0,48
SiO <sub>2ш</sub>	-0,43	-0,03	0,31	<b>0,60</b>	-0,01
CaO <sub>ш</sub>	<b>-0,67</b>	-0,18	<b>0,71</b>	0,40	<b>0,57</b>
Влажность <sub>ш</sub>	0,45	0,11	-0,40	<b>-0,59</b>	-0,10
Основность <sub>ш</sub>	<b>-0,50</b>	-0,18	<b>0,59</b>	0,12	<b>0,62</b>
Fe <sub>a</sub>	1,00	0,15	<b>-0,93</b>	<b>-0,64</b>	<b>-0,68</b>
FeO <sub>a</sub>	0,15	1,00	-0,13	0,01	-0,16
CaO <sub>a</sub>	<b>-0,93</b>	-0,13	1,00	0,49	<b>0,85</b>
SiO <sub>2a</sub>	<b>-0,64</b>	0,01	0,49	1,00	-0,04
Основность <sub>a</sub>	<b>-0,68</b>	-0,16	<b>0,85</b>	-0,04	1,00

Все отмеченные коэффициенты парной корреляции указывают на связи, объясняемые известными зависимостями материальных балансов производства агломерата. Однако необходимо обратить внимание на сохранение значимости связей между компонентами в группах при переходе от агломерационной шихты к агломерату.

Как видно из таблицы 2, коэффициенты парной корреляции более 0,5 для составляющих агломерационной шихты имеют место быть для следующих параметров: Fe<sub>ш</sub>, CaO<sub>ш</sub> и Основность<sub>ш</sub>, что также наблюдается и в агломерате, но в последнем к ним добавляются Fe<sub>a</sub> и SiO<sub>2a</sub>.

В результате можно предположить, что на колебания химического состава агломерата существенное влияние оказывают колебания содержания CaO в агломерационной шихте.

Для проверки и уточнения выдвинутого предположения был проведен канонический анализ данных, который позволяет исследовать зависимость между двумя множествами переменных. Выбраны переменные для агломерационной шихты Fe<sub>ш</sub>, SiO<sub>2ш</sub>, CaO<sub>ш</sub>, Влажность<sub>ш</sub> и агломерата Fe<sub>a</sub>, FeO<sub>a</sub>, CaO<sub>a</sub>, SiO<sub>2a</sub>. Наибольший коэффициент канонической корреляции составил 0,76 (доверительная вероятность — более 99 %), что свидетельствует о наличии сильной связи между группами переменных [4].

В результате проведенной статистической обработки данных определено, что связь между каноническими переменными выглядит следующим образом

$$-0,02 \cdot (\text{Fe}_{\text{ш}}) + 0,25 \cdot (\text{SiO}_{2\text{ш}}) + 0,62 \cdot (\text{CaO}_{\text{ш}}) - 0,38 (\text{Влажность}_{\text{ш}}) = 0,02 \cdot (\text{Fe}_a) - 0,13 \cdot (\text{FeO}_a) + 0,63 \cdot (\text{CaO}_a) + 0,53 \cdot (\text{SiO}_{2a}).$$

При этом под знаком «=» подразумевается наличие стохастической взаимосвязи между линейными комбинациями исходных переменных обоих множеств. Как видно на рисунке 2, диаграмма рассчитанных величин в правой и левой части приведенного выше тождества имеет широкий спектр рассеяния.

Значения исходных переменных Fe<sub>ш</sub>, Fe<sub>a</sub> и др. входят в соотношение в стандартизованном виде, поэтому они взяты в скобки. Расчет значений этих переменных ( $x_{cm}$ ) проведен по формуле

$$x_{cm} = \frac{x_i - \bar{x}}{s},$$

где  $x_i$  — исходное значение,  $\bar{x}$  — среднее значение в выборке,  $s$  — стандартное отклонение.

Использование стандартизованных значений переводит все переменные к измерению в одной шкале, в единицах стандартного отклонения, что позволяет производить некоторые аналитические сравнения.

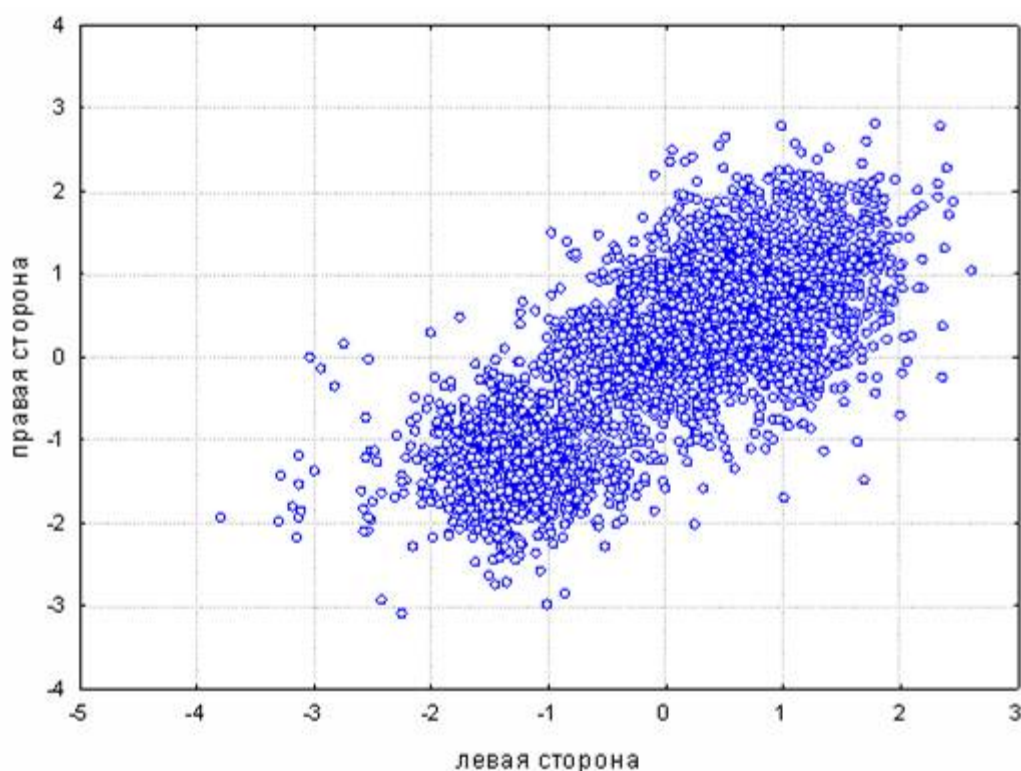


Рисунок 2 Диаграмма рассеяния канонических переменных левой (агломерационной шихты) и правой (агломерата) совокупностей

Коэффициенты у переменных, так называемые канонические веса, характеризуют вклад соответствующей переменной в значение канонической переменной. Для левой и правой канонических переменных наибольший вклад вносит содержание  $\text{CaO}$  — соответствующие коэффициенты 0,62 и 0,63. На втором месте для левой канонической переменной находится влажность агломерационной шихты (–0,38), для правой канонической переменной — содержание  $\text{SiO}_2$  (0,53) в агломерате. На основании этих оценок можно сделать вывод, что наибольший вклад в нестабильность состава агломерата вносят колебания содержания  $\text{CaO}$  в агломерационной шихте.

В связи с этим применение технологических мероприятий, уменьшающих колебание содержания  $\text{CaO}$  в агломерационной шихте (точность и стабильность дозировки, постоянство химического состава флюса и т. д.), будет способствовать повышению качества агломерата.

Коэффициенты корреляции между исходными переменными и соответствующими каноническими переменными приведены в таблице 3.

По данным таблицы 3 были рассчитаны доли дисперсии каждой извлеченной канонической переменной. Для левой переменной она составляет 61 %, для правой — 58 %. Это показывает, что выбранные наборы исходных переменных делают достаточно представительный вклад в дисперсии канонических переменных.

Таблица 3  
Коэффициенты корреляции ( $r$ ) между исходными и каноническими переменными

левая переменная	R	правая переменная	r
$\text{Fe}_{\text{ш}}$	–0,84	$\text{Fe}_a$	–0,92
$\text{SiO}_{2\text{ш}}$	0,65	$\text{FeO}_a$	–0,21
$\text{CaO}_{\text{ш}}$	0,87	$\text{CaO}_a$	0,89
Влажность <sub>ш</sub>	–0,74	$\text{SiO}_{2a}$	0,82

Исходя из того, что переменные сильно коррелированы с канонической переменной, т. е. имеют с ней много общего, можно сделать вывод, что колебания содержания FeO в агломерате слабо коррелированы как с химическим составом агломерационной шихты, так и готового продукта.

#### **Выводы и направление дальнейших исследований:**

1. На основании полученных коэффициентов парной корреляции между составляющими агломерационной шихты и агломерата можно сделать вывод, что существенная взаимосвязь наблюдается между следующими показателями: основностью ( $\text{CaO/SiO}_2$ ), содержанием в шихте Fe и CaO, при этом в окускованном материале наблюдается значительное усиление связи между содержанием Fe и  $\text{SiO}_2$ .

2. Наибольший вклад в нестабильность химического состава агломерата вносят колебания содержания CaO в агломерационной шихте, поэтому применение технологических мероприятий, направленных на уменьшение этого колебания (точность и стабильность дозировки, постоянство химического состава флюса и т. д.), будет способствовать повышению качества окускованного железорудного материала.

3. Колебания содержания FeO в агломерате слабо связаны с химическим составом агломерационной шихты и готового продукта.

4. Для уточнения полученных закономерностей планируется провести подобные исследования, опираясь на данные о химическом составе агломерационной шихты и агломерата с других металлургических предприятий.

#### **Библиографический список**

1. Товаровский, И. Г. Доменная плавка [Текст] / И. Г. Товаровский. — [2-е изд.]. — Дн. : Пороги, 2009. — 768 с.
2. Металлургия чугуна [Текст] / Е. Ф. Вегман, Б. Н. Жеребин, А. Н. Похвиснев и др.; под ред. Ю. С. Юсфина. — [3-е изд.]. — М. : ИКЦ «Академкнига», 2004. — 774 с.
3. Петрушов, С. Н. Оборудование и эксплуатация фабрик окускования [Текст] : учебное пособие / С. Н. Петрушов. — Алчевск : ДонГТУ, 2006. — 302 с.
4. Халафян, А. А. Statistica 6. Статистический анализ данных [Текст] / А. А. Халафян. — М. : Бином-Пресс, 2007. — 512 с.

© Должиков В. В.

© Диментьев А. О.

© Власенко Д. А.

*Рекомендована к печати к.т.н., проф., зав. каф. МЧМ ДонГТИ Куберским С. В.,  
начальником агломерационного цеха Филиала № 12 ЗАО «ВТС» Бондаренко А. Н.*

Статья поступила в редакцию 14.12.2020.

**PhD in Engineering Dolzhikov V. V., PhD in Engineering Dimentiev A. O., PhD in Engineering Vlasenko D. A. (DonSTI, Alchevsk, LPR, dimentev@inbox.ru)**

#### **STATISTICAL STUDIES OF FLUCTUATIONS OF CHEMICAL COMPOSITION OF SINTER BURDEN AND AGGLOMERATE**

*The paper presents a statistical analysis of the effect of chemical composition of sinter burden on agglomerate obtained from it. It was determined that the greatest contribution to the instability of chemical composition of agglomerate was made by fluctuations of CaO content in the sinter burden, therefore, the use of technological measures aimed at reducing this fluctuation would lead to refining of the agglomerated iron ore material.*

**Key words:** statistical analysis, sinter burden, agglomerate, fluctuation, chemical composition.



**МАШИНОСТРОЕНИЕ  
И МАШИНОВЕДЕНИЕ**

---

**MECHANICAL ENGINEERING  
AND MACHINE SCIENCE**





УДК 622.647.2

д.т.н. Корнеев С. В.,  
к.т.н. Зотов В. А.,  
к.т.н. Доброногова В. Ю.,  
Долгих В. П.

(ДонГТИ, г. Алчевск, ЛНР, vidofea@gmail.com)

## СИСТЕМА АВТОМАТИЧЕСКОГО РЕГУЛИРОВАНИЯ СКОРОСТИ ШАХТНЫХ ЛЕНТОЧНЫХ КОНВЕЙЕРОВ С УПРЕЖДЕНИЕМ

*Приведены алгоритм расчета с упреждением количества груза, поступающего на конвейер на каждом шаге управления, и задаваемого значения скорости, а также соответствующая структурная схема системы автоматического регулирования скорости шахтных ленточных конвейеров.*

**Ключевые слова:** ленточный конвейер, скорость, система автоматического регулирования скорости конвейера, упреждение.

**Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.** Десятки лет широко обсуждается вопрос регулирования скорости шахтных ленточных конвейеров при поступлении на них существенно неравномерных случайных грузопотоков [1–3]. Установлено, что в зависимости от математического ожидания минутного грузопотока и коэффициента поступления груза на конвейер, находящегося в пределах от 0 до 1, экономия электроэнергии в результате регулирования скорости может достигать 22 % [4]. В качестве наиболее перспективного способа управления скоростью тягового органа (ТО) рассматривается частотное регулирование приводных асинхронных двигателей (АД), направленное на поддержание погонной массы груза на конвейере на заданном максимально возможном уровне. Однако широкого распространения управление скоростью конвейера не получило, так как до недавнего времени преобразователи частоты АД по массогабаритным показателям не были приспособлены для работы в подземных условиях угольных шахт, а их длительная работа в режиме пониженных частот требовала принудительного охлаждения как электродвигателя, так и самого преобразователя.

В настоящее время появились преобразователи частоты (ПЧВ-К У5, DYNAVERT

VSD-1140V, BARTEC и др.), основывающиеся на новой элементной базе, имеющие рудничное исполнение и вполне приемлемые габариты. Также в результате применения специального уточненного тягового расчета [4] и компьютерного моделирования процесса загрузки конвейера случайным грузопотоком преодолены трудности обоснования целесообразности регулирования скорости в конкретных условиях эксплуатации.

На первый план выдвигаются вопросы, связанные с выбором алгоритма расчета задаваемых в системе автоматического управления (САУ) значений скорости и определения рациональных параметров регулирования применительно к свойствам датчика заполнения конвейера грузом, обычно конвейерных весов, и характеристикам случайного грузопотока.

**Постановка задачи.** Задачей исследования является разработка структурной схемы системы автоматического регулирования скорости шахтных ленточных конвейеров, алгоритма расчета задаваемых значений скорости и временных параметров системы, обеспечивающих наилучшее заполнение конвейера грузом.

**Изложение материала и его результаты.** Рассматривается скоростной режим работы конвейера, на который с перерывами

поступает существенно неравномерный случайный грузопоток. При этом предполагается непрерывная работа конвейера, за исключением остановок, обусловленных отказами самого конвейера. При поступлении на него груза скорость регулируется, в результате чего погонная масса груза поддерживается на некотором заданном уровне  $\rho_3$ . Если же груз не поступает, то скорость поддерживается на некотором заданном минимальном уровне  $v_{\min}$ .

Идеальным является регулирование, если при поступлении на конвейер  $\Delta t$ -грузопотока, где  $\Delta t$  — мерный интервал времени, обеспечивается условие  $\bar{\rho}_k = \rho_3$ , где  $\bar{\rho}_k$  — среднее значение погонной массы груза на участке конвейера длиной  $l_k = v_k \Delta t$ , заполняемом поступающей на конвейер в течение времени  $\Delta t$   $k$ -ой порцией  $q_k$  груза,  $\bar{\rho}_k = q_k / v_k \Delta t$  ( $k = 1, \dots, k_{\max}$ ). Реализация скорости  $v_k$  в течение каждого  $k$ -го интервала времени предполагается неизменной:  $v_k = q_k / \rho_3 \Delta t$ . В случае базового варианта (скорость не регулируется) величина  $\bar{\rho}_k$  на каждом  $k$ -ом участке конвейера длиной  $l_k = \Delta t \cdot v_n$ , где  $v_n$  — номинальная скорость конвейера, также предполагается неизменной, но для каждого  $k$  разной, причем  $\bar{\rho}_k = q_k / v_n \Delta t$ .

На практике равномерное заполнение конвейера с постоянной погонной массой путем регулирования скорости не достижимо в полной мере по трем причинам: 1) посредством конвейерных весов нельзя точно определить погонную массу груза на конвейере, а лишь массу груза на участке ленты над весами, а затем среднее значение погонной массы груза на этом участке; 2) в течение каждого интервала времени измерения, осуществляемого САУ, конвейер заполняется при некоторой, практически постоянной, скорости, соответствующей данному интервалу, но при изменяющемся во времени грузопотоке; 3) в каждый момент времени расчет задаваемых значений

скорости производится на основании прошлых показаний конвейерных весов при существующей изменчивости грузопотока и некоторой, присущей способу и средствам регулирования, задержке времени.

Рассмотрим процедуру регулирования скорости в течение непрерывного времени  $t_n$  поступления груза для общего случая задания временных интервалов управления и измерения.

Примем следующие обозначения: шаг измерения конвейерными весами, т. е. длительность интервала времени, через который снимаются показания конвейерных весов и определяется количество груза, поступившего за это время на конвейер, —  $t_n$ ; интервал времени, через который осуществляется управления скоростью (шаг управления), —  $t_y$ ; время, в течение которого груз проходит весы, —  $t_b$ . В общем случае  $t_y \neq t_n$ ,  $t_y \neq t_b$ ,  $t_n \neq t_b$ . Длительности интервалов времени  $t_y$  и  $t_n$  являются величинами постоянными. Величина  $t_y$  принимается кратной  $t_n$ , т. е. отношение  $t_y/t_n$  принимается равным некоторому целому числу  $j_{\max}$ . Скорость  $v_k$  на каждом  $k$ -ом шаге управления ( $k = 1, 2, \dots, k_{\max}$ ) и, соответственно, величина  $t_{b\ k}$ , являющаяся функцией скорости, в течение времени  $t_y$  не изменяются, причем

$$t_{b\ k} = l_b / v_k, \quad (1)$$

где  $l_b$  — длина участка ленты над конвейерными весами.

Величина  $t_{b\ k}$  на каждом шаге управления в зависимости от скорости и выбора  $t_n$  может находиться в следующем соотношении с  $t_n$ :  $t_{b\ k} \geq t_n$  или  $t_{b\ k} < t_n$ .

Среднее значение погонной массы груза на участке конвейера над конвейерными весами на  $j$ -ом шаге измерения ( $j = 1, \dots, j_{\max}$ ) в пределах  $k$ -го шага управления определяется на основании показания весов

$$\bar{\rho}_{b\ k\ j} = g_{b\ k\ j} / l_b = g_{b\ k\ j} / t_{b\ k} v_k, \quad (2)$$

где  $g_{b\ k\ j}$  — полученная на  $j$ -ом шаге измерения реализация случайной величины

$G_{\text{в}}$  — количества груза на конвейерных весах.

Прогнозируемое количество груза, поступившего на конвейер на  $j$ -ом шаге измерения,

$$G_{\text{п}kj} = g_{\text{в}kj} + \int_0^{t_{\text{и}} - t_{\text{в}k}} Q^{ps}(t_{\text{и}}, g_{\text{в}kj}) dt_{\text{и}}, \quad (3)$$

где  $Q^{ps}(t_{\text{и}}, g_{\text{в}kj})$  — поступающий на конвейер мгновенный грузопоток, являющийся апостериорным процессом относительно наблюдаемого значения  $g_{\text{в}kj}$ .

Среднее значение погонной массы груза  $\bar{\rho}_{\text{и}kj}$ , поступающего на конвейер за время  $t_{\text{и}}$  на  $j$ -ом шаге измерения, точно определить не представляется возможным, поэтому с некоторым приближением полагаем, что  $\bar{\rho}_{\text{и}kj} = \bar{\rho}_{\text{в}kj} = g_{\text{в}kj} / t_{\text{в}k}$ .

Тогда расчетное количество груза, поступившего на конвейер на  $j$ -ом шаге измерения,

$$G_{\text{р}kj} = \bar{\rho}_{\text{и}kj} t_{\text{и}} v_k = \frac{g_{\text{в}kj}}{t_{\text{в}k}} t_{\text{и}}. \quad (4)$$

Абсолютная погрешность расчета относительно прогнозируемого значения количества груза, которое грузится на конвейер за время  $t_{\text{и}}$  на  $j$ -ом шаге измерения, определяемая с учетом выражений (2) и (3),

$$\Delta G_{kj} = |G_{\text{п}kj} - G_{\text{р}kj}| = \left| g_{\text{в}kj} + \int_0^{t_{\text{и}} - t_{\text{в}k}} Q^{ps}(t_{\text{и}}, g_{\text{в}kj}) dt_{\text{и}} - \frac{g_{\text{в}kj} t_{\text{и}}}{t_{\text{в}k}} \right|. \quad (5)$$

Учитывая дискретный характер измерения грузопотока посредством конвейерных весов, представляем выражение (4) в виде

$$\Delta G_{kj} = |G_{\text{п}kj} - G_{\text{р}kj}| = \left| g_{\text{в}kj} \pm \sum_{r=1}^{r_{\text{max}}} G_{\text{в}kj r}^{ps}(t_{\text{и}r}, g_{\text{в}kj}) - \frac{g_{\text{в}kj} t_{\text{и}}}{t_{\text{в}k}} \right|, \quad (6)$$

где  $G_{\text{в}kj r}^{ps}(t_{\text{и}r}, g_{\text{в}kj})$  — апостериорные значения случайной величины  $G_{\text{в}}$  в

моменты времени  $t_{\text{и}r}$  относительно наблюдаемого значения  $g_{\text{в}kj}$ ,  $t_{\text{и}r} = t_{\text{в}k}(1+r)$ ,  $r=1, 2, \dots, r_{\text{max}}$ ; знак «+» перед выражением  $\sum_{r=1}^{r_{\text{max}}} G_{\text{в}kj r}^{ps}(t_{\text{и}r}, g_{\text{в}kj})$  принимается в случае  $t_{\text{и}} \geq t_{\text{в}k}$ , а знак «-» — при  $t_{\text{и}} < t_{\text{в}k}$ .

Величина  $r_{\text{max}}$  определяется по формулам:

— если  $t_{\text{и}} \geq t_{\text{в}k}$ , то

$$r_{\text{max}} = \begin{cases} \text{ent}[(t_{\text{и}} - t_{\text{в}k}) / t_{\text{в}k}] + 1, & \text{если } \text{frac}[(t_{\text{и}} - t_{\text{в}k}) / t_{\text{в}k}] \geq 0,5; \\ \text{ent}[(t_{\text{и}} - t_{\text{в}k}) / t_{\text{в}k}], & \text{если } \text{frac}[(t_{\text{и}} - t_{\text{в}k}) / t_{\text{в}k}] < 0,5; \end{cases}$$

— если  $t_{\text{в}k} > t_{\text{и}}$ , то

$$r_{\text{max}} = \begin{cases} \text{ent}[(t_{\text{в}k} - t_{\text{и}}) / t_{\text{и}}] + 1, & \text{если } \text{frac}[(t_{\text{в}k} - t_{\text{и}}) / t_{\text{и}}] \geq 0,5; \\ \text{ent}[(t_{\text{в}k} - t_{\text{и}}) / t_{\text{и}}], & \text{если } \text{frac}[(t_{\text{в}k} - t_{\text{и}}) / t_{\text{и}}] < 0,5, \end{cases}$$

где  $\text{ent}$  и  $\text{frac}$  — операторы определения соответственно целой и дробной части числа.

Если  $r_{\text{max}} = 0$ , то принимается

$$\sum_{r=1}^{r_{\text{max}}} G_{\text{в}kj r}^{ps}(t_{\text{и}r}, g_{\text{в}kj}) = 0.$$

Из анализа выражений (5) и (6), а также рисунка 1 следует, что при  $t_{\text{и}} = t_{\text{в}k}$   $G_{\text{р}kj} = G_{\text{п}kj} = g_{\text{в}kj}$ , а абсолютная погрешность вычислений  $\Delta G_{kj}$  равна нулю (см. рис. 1, в). В этом случае также совпадают  $\bar{\rho}_{\text{и}j}$  и  $\bar{\rho}_{\text{в}j}$ . При  $t_{\text{и}} \rightarrow 0$

$$\Delta G_{kj} = g_{\text{в}kj} - \sum_{r=1}^{r_{\text{max}}} G_{\text{в}kj r}^{ps}(t_{\text{и}r}, g_{\text{в}kj}).$$

Если при регулировании скорости выполнять условие  $t_{\text{и}} = t_{\text{в}k}$ , то это приведет к необходимости изменения на каждом шаге управления скоростью числа  $j_{\text{max}}$  измерений.

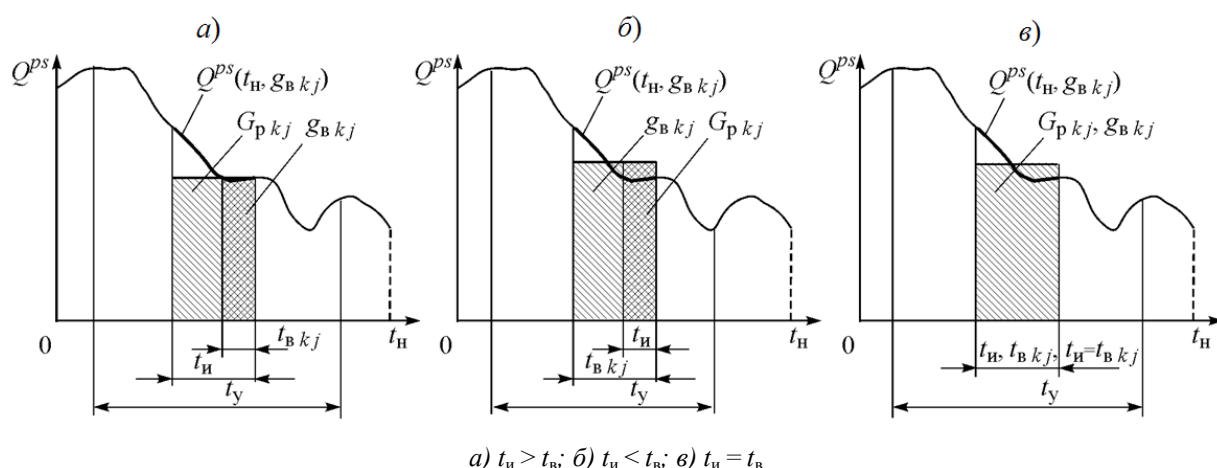


Рисунок 1 Геометрическая интерпретация алгоритма определения массы груза  $G_{p k j}$ , поступающего на конвейер за время  $t_{in}$

Наконец, в результате суммирования всех  $G_{p k j}$  с учетом формулы (8) получим расчетное количество груза, поступившего на конвейер за время  $t_y$  на  $k$ -ом шаге управления

$$G_{p k} = \frac{t_{in} v_k}{l_{в}} \sum_{j=1}^{j_{\max}} g_{в k j} = \frac{t_{in}}{t_{в k}} \sum_{j=1}^{j_{\max}} g_{в k j}. \quad (7)$$

При  $t_{in} = t_{в k}$  значение  $G_{p k}$  является фактическим  $G_k$ , т. е.

$$G_{p k} = G_k = \sum_{j=1}^{j_{\max}} g_{в k j}.$$

Таким образом, ошибки расчета  $G_{p k j}$  и  $G_{p k}$  исключаются и определяются фактические значения, если принять  $t_{in} = t_{в k}$ .

Если ориентироваться на полученное значение  $G_{p k}$ , то соответствующее формируемое в задающем устройстве САУ конвейера задаваемое значение скорости  $v_3$ , оно же  $v_{k+1}$ , при котором обеспечивается выполнение условия  $\bar{\rho}_{y k} = \rho_3$ , где  $\bar{\rho}_{y k}$  — среднее на  $k$ -ом шаге управления значение погонной массы груза, может быть определено из выражения

$$G_{p k} = \rho_3 v_3 t_y = \rho_3 v_{k+1} t_y. \quad (8)$$

Отсюда

$$v_{k+1} = G_{p k} / \rho_3 t_y. \quad (9)$$

При скорости  $v_{k+1}$  заданная погонная масса груза  $\rho_3$ , даже при определении  $G_k$ , обеспечивается в среднем, в отдельные же моменты времени в связи с изменчивостью грузопотока неизбежны отклонения фактических значений погонной массы от  $\rho_3$ .

По сути, при определении  $v_{k+1}$  предполагается, что  $G_{p k} = G_{p k+1}$ , где  $G_{p k+1}$  — ожидаемое расчетное значение груза, которое поступит на конвейер на  $k+1$ -ом шаге управления. В частном, при соблюдении равенства  $t_{in} = t_{в k}$ , и наиболее благоприятном случае предполагается, что  $G_k = G_{k+1}$ . Выполнение приведенных равенств вряд ли возможно в связи с изменчивостью грузопотока. К ошибкам расчета  $G_{p k j}$ , если  $t_{in} \neq t_{в k}$ , а затем и  $G_{p k}$ , добавляется ошибка, вызванная несоответствием  $G_{p k+1}$  значению  $G_{p k}$ . Поэтому неизбежны отклонения фактических средних значений погонной массы от  $\rho_3$ . С целью минимизации такого рода ошибок предлагается на каждом шаге управления прогнозировать  $G_{p k+1}$ , т. е. определять с упреждением  $t_y$  его прогнози-

руемое значение  $G_{\text{пр } k+1}$ . Для этого в задающем устройстве САУ накапливается некоторое число  $n$  предшествующих  $k+1$ -ому шагу управления значений количества груза, поступавшего на конвейер за время  $t_y$ , иначе, формируется временной ряд  $m_i$ ,  $i=1, 2, \dots, n$  (см. рис. 2). На каждом шаге управления на линейке с  $n$  ячейками осуществляется последовательный перенос содержимого каждой ячейки, начиная со 2-й, в ячейку, расположенную слева (сдвиг массива данных). В результате  $n$ -я ячейка освобождается, и туда заносится значение  $G_{\text{р } k}$ , т. е.  $m_n$  становится равным  $G_{\text{р } k}$ . Согласно наблюдаемым значениям временного ряда определяются его статистические характеристики (среднее значение, стандартное отклонение, спектр, выборочная и частная автокорреляционные функции) и по известным алгоритмам [5] осуществля-

ется построение наиболее подходящей модели временного ряда. Это может быть в случае стационарного ряда модель процесса скользящего среднего или авторегрессии, или авторегрессии — скользящего среднего. В случае нестационарного ряда — модель процесса авторегрессии — проинтегрированного скользящего среднего. На основании полученной модели определяется прогнозное значение  $G_{\text{пр } k+1}$ .

При таком подходе задаваемое значение скорости

$$v_3 = G_{\text{пр } k+1} / \rho_3 t_y. \quad (10)$$

Упреждение при вычислении  $v_3$  имеет смысл, если ошибка прогнозирования существенно меньше ошибки, связанной с инерционностью САУ и изменчивостью грузопотока.

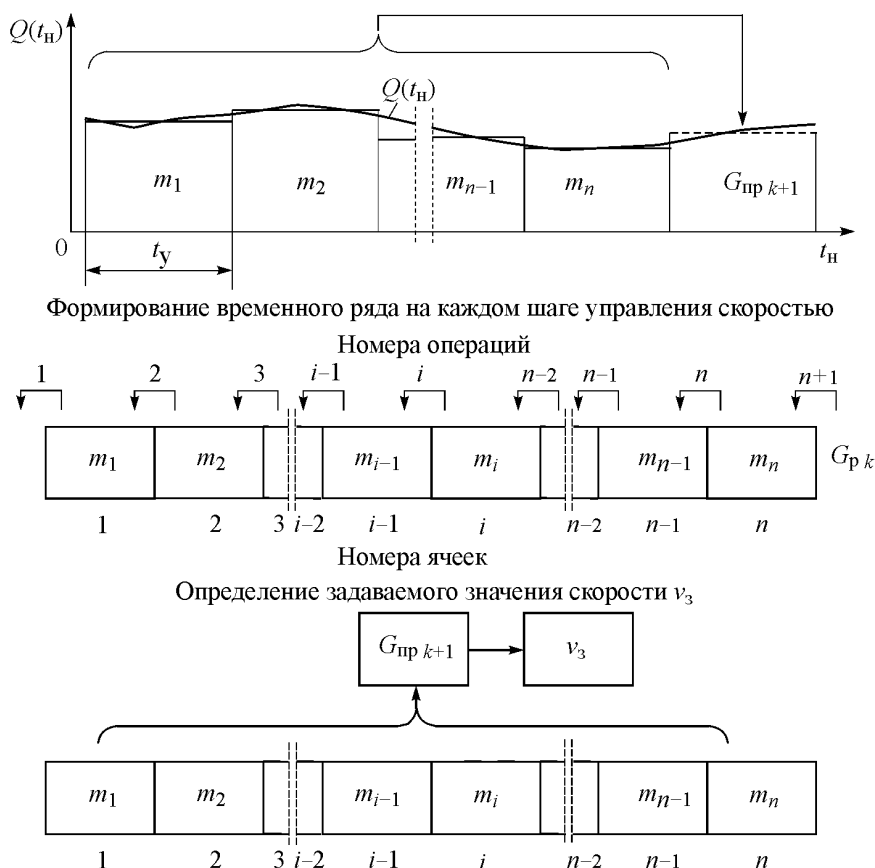


Рисунок 2 Графическая интерпретация алгоритма определения задаваемой скорости конвейера

Сопоставляя значение скорости  $v$ , соответствующее установленному на основании прямых измерений величины  $G_{p\ k+1}$ , значению  $v_3$ , полученному из выражения (9), определим относительную ошибку регулирования скорости, вызванную неточным прогнозированием,

$$\varepsilon_v = \frac{|v - v_3|}{v_3} = \left| \frac{t_{\text{и}}}{t_y l_B \rho_3} (G_{k+1} - G_{\text{пр } k+1}) \right|. \quad (11)$$

Структурная схема системы автоматического управления скоростью с упреждением шахтного ленточного конвейера приведена на рисунке 3. Основой системы является микропроцессорное устройство (контроллер или одноплатный компьютер). В него через соответствующие согласующие устройства вводятся сигналы входных координат, полученные с конвейерных весов и датчика скорости конвейера. В микропроцессорном устройстве по

сигналу таймера через интервалы времени  $t_y$  формируются и заполняются элементы временного ряда  $m_1, m_2, \dots, m_k$ , а затем по заданному алгоритму рассчитывается прогнозируемое значение  $G_{\text{пр } k+1}$ . Исходя из прогноза загрузки вычисляется необходимая скорость конвейера, которая в качестве сигнала задания скорости поступает в САУ электропривода конвейера.

САУ электропривода конвейера выполнена по классической схеме «по возмущению» (в случае необходимости возможна схема «с обратной связью по скорости»). САУ, получая сигнал задания скорости, стремится обеспечить заданную скорость движения тягового органа конвейера.

Таким образом, осуществляется управление скоростью конвейера, при котором среднее на каждом шаге управления значение погонной массы груза на ленте будет стремиться к заданной постоянной величине.

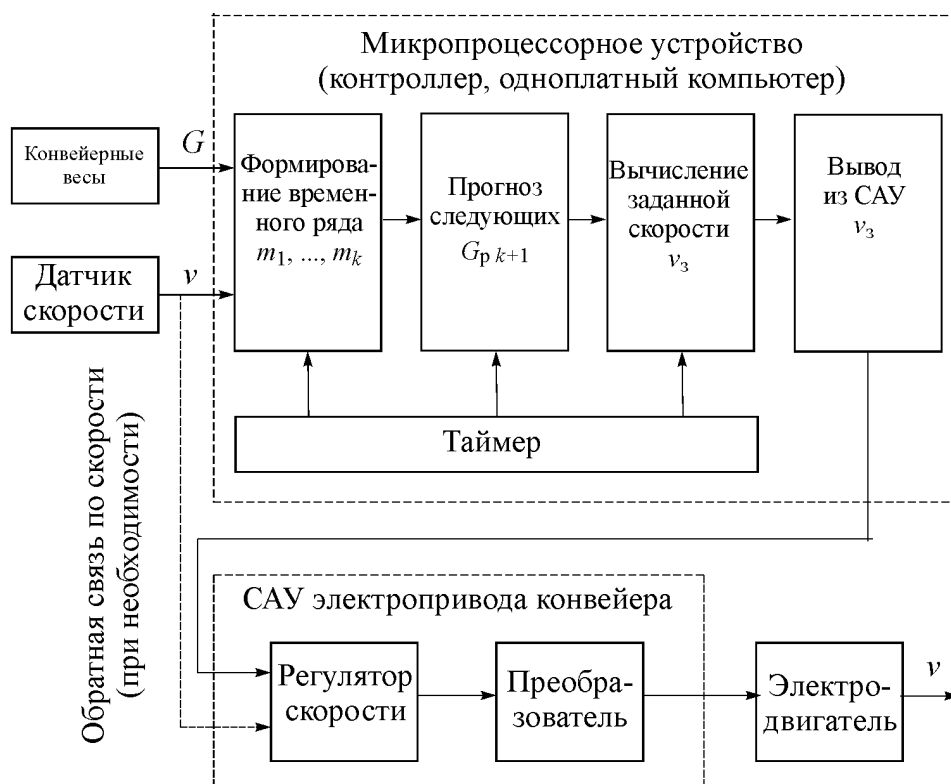


Рисунок 3 Графическая интерпретация алгоритма определения задаваемой скорости конвейера

**Выводы и направление дальнейших исследований:**

1. Максимальный эффект от регулирования скорости, который заключается в максимальном на каждом шаге управления приближении погонной массы груза на конвейере к некоторому заданному значению, достигается в случае равенства интервалов времени прохождения грузом конвейерных весов и измерения количества груза на весах.

2. Прогнозирование количества груза, поступающего на конвейер за время, соответствующее шагу управления скоростью,

позволит снизить ошибку вычисления скорости, задаваемой в САУ электропривода конвейера.

3. Разработаны алгоритм расчета с упреждением количества груза, которое поступает на конвейер на каждом шаге управления, и задаваемого значения скорости, а также соответствующая структурная схема САУ электроприводом конвейера. При таком подходе обеспечивается наилучшее приближение среднего на каждом шаге управления значения погонной массы груза на конвейере к заданной постоянной величине.

**Библиографический список**

1. Шахмейстер, Л. Г. Динамика грузопотоков и регулирование скорости конвейеров [Текст] / Л. Г. Шахмейстер, В. Г. Дмитриев, А. К. Лобачева. — М. : Московский горный ин-т, 1972. — 164 с.
2. Заика, В. Т. Влияние регулируемого привода на грузопотоки и энергоэффективность системы шахтного конвейерного транспорта [Текст] / В. Т. Заика, Ю. Т. Разумный, В. Н. Прокуда // Науковий вісник Національного гірничого університету. — 2015. — № 3. — С. 82–88.
3. Ставицкий, В. Н. Динамика нагрузки регулируемого привода ленточного конвейера [Текст] / В. Н. Ставицкий // Наукові праці ДонНТУ. — 2012. — № 201. — С. 49–53.
4. Корнеев, С. В. Методика тягового расчета шахтных ленточных конвейеров на основе компьютерного моделирования сопротивлений движению тягового органа [Текст] / С. В. Корнеев, В. П. Долгих // Изв. вузов. Горный журнал. — 2016. — № 3. — С. 81–89.
5. Бокс, Дж. Анализ временных рядов. Прогноз и управление. Выпуск 1 [Текст] / Дж. Бокс, Г. Дженкинс. — М. : Мир, 1974. — 408 с.

© Корнеев С. В.

© Зотов В. А.

© Доброногова В. Ю.

© Долгих В. П.

*Рекомендована к печати к.т.н., доц. каф. РМПИ ДонГТИ Леоновым А. А.,  
к.т.н., доц., зав. каф. ГЭиТС СИПИМ ЛГУ им. В. Даля Петровым А. Г.*

*Статья поступила в редакцию 01.09.2020.*

**Doctor of Technical Sciences Korneev S. V., PhD in Engineering Zotov V. A., PhD in Engineering Dobronogova V. Yu., Dolgikh V. P. (DonSTI, Alchevsk, LPR, vidofea@gmail.com)**

**AUTOMATIC RATE-PREDICTIVE CONTROL SYSTEM FOR MINE BELT CONVEYORS**

*There have been given the predictive computation algorithm of the quantity of load incoming to the conveyor at each control step, and the set rate value, as well as a corresponding block diagram of the automatic rate control system for mine belt conveyors.*

**Key words:** belt conveyor, rate, automatic rate control system of conveyor, prediction.



УДК 621.74+62-118+621.822.83

д.т.н. Сотников А. Л.  
(ДонНТУ, г. Донецк, ДНР, 0713019870@mail.ru),  
к.т.н. Ольшевский А. А.  
(БГТУ, г. Брянск, Россия)

## ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЧНОСТИ И ДОЛГОВЕЧНОСТИ МЕХАНИЗМА КАЧАНИЯ КРИСТАЛЛИЗАТОРА МНЛЗ ПРИ РАЗЛИЧНЫХ РЕЖИМАХ РАБОТЫ

*Разрушение звеньев механизма качания кристаллизатора (МКК) в процессе эксплуатации машины непрерывного литья заготовок (МНЛЗ) является одной из причин нарушения работоспособности и безотказности механизма качания, т. е. способности обеспечивать заданные параметры колебательного движения кристаллизатора МНЛЗ в течение требуемого периода времени. Оценка статической и динамической прочности (долговечности) звеньев МКК в широком диапазоне режимов работы позволила определить рациональные режимы работы из условия предупреждения их разрушения. Для рассмотренного варианта конструкции МКК сортовой МНЛЗ установлена рабочая частота колебательного движения кристаллизатора 200 кач./мин, что обеспечивает практически неограниченную долговечность его звеньев.*

**Ключевые слова:** конечно-элементная модель, механизм качания кристаллизатора, прочность, долговечность, напряженно-деформированное состояние, режимы работы.

### 1 Введение

Среди современных сортовых МНЛЗ широкое распространение получили шарнирно-рычажные МКК (рис. 1) с электро-механическим приводом [1]. Данные механизмы качания преобразуют вращательное движение электродвигателя 1 через редуктор 2, эксцентриковую муфту 3 и рычажный механизм, состоящий из звеньев 14, 12, 10 и 7, в возвратно-вращательное движение кристаллизатора 8. С помощью электродвигателя регулируется частота колебательного движения кристаллизатора, а с помощью эксцентриковой муфты — амплитуда. Сдвоенный четырехзвенный шарнирно-рычажный механизм (звенья 14, 12, 10 и 7) обеспечивает колебательное движение кристаллизатора (вместе со столом качания 7) вдоль технологической оси ручья МНЛЗ.

Пневматические амортизаторы 9, установленные под столом качания 7 с противоположной стороны от привода МКК, предназначены для разгрузки от неуравновешенных сил (технологической нагрузки и сил инерции) шарниров рычажного механизма качания и уменьшения движущего

момента на эксцентриковом валу привода механизма.

К механизмам качания предъявляются повышенные требования по обеспечению заданных параметров колебательного движения кристаллизатора МНЛЗ, от чего зависит стабильность и безопасность технологического процесса разлива стали, качество получаемых заготовок, а также производительность и коэффициент использования МНЛЗ.

### 2 Актуальность и постановка задачи исследования

Актуальной задачей является снижение нагрузок шарнирно-рычажного МКК из условий снижения общей массы, уменьшения числа звеньев (узлов) и увеличения скорости вытягивания слитка из кристаллизатора с обеспечением заданной прочности и долговечности звеньев механизма качания.

В работе [2] выполнен анализ отказов и неисправностей МКК сортовых МНЛЗ Danieli и НКМЗ. Характерные разрушения эксцентрикового вала и деталей эксцентриковой муфты привода, а также износ

подшипников шарниров 5, 6, 11 и 13 (см. рис. 1) и их посадочных мест вызывают дополнительные движения звеньев МКК, оказывающие существенное влияние на разнообразные эксплуатационные характеристики механизма качания. В частности, снижается точность движения кристаллизатора относительно технологической оси ручья МНЛЗ, возникают ударные нагрузки в подшипниках, появляется горизонтальный ход и биения при движении стола качания 7 [2–5].

Для определения рациональных режимов работы МКК из условия предупреждения разрушения звеньев механизма качания необходимо выполнить оценку статической и динамической прочности (долговечности) звеньев в широком диапазоне режимов работы. Решение поставленной задачи заключается в разработке конечно-элементных моделей (КЭ-моделей) звеньев механизма качания (основание 4, верхний 10 и нижний 12 рычаги (коромысла), стол качания 7, шатун 14 и эксцентриковый вал 15) и исследовании их напряженно-деформированного состояния с помощью программного комплекса DSMFEM.

### 3 Разработка КЭ-моделей и моделирование напряженно-деформированного состояния

При оценке прочности каждое звено МКК рассматривалось отдельно. Для расчета при действии статических нагрузок исследуемый объект должен быть неподвижен в пространстве, поэтому вводились необходимые кинематические связи. Усилия взаимодействия звеньев между собой предварительно были определены в ходе динамического моделирования МКК, выполненного в работе [2]. Для всех звеньев МКК учитывались следующие нагрузки: собственный вес звеньев; силы инерции, связанные с вращением (центробежные силы) и ускорениями (как линейными, так и угловыми); усилия взаимодействия между звеньями; силы со стороны амортизаторов; нагрузка от сил взаимодействия кристаллизатора и непрерывнолитого слитка.

Размер КЭ-элемента выбирался согласно рекомендациям работы [6] — в 3...4 раза больше толщины листа исследуемой металлоконструкции.

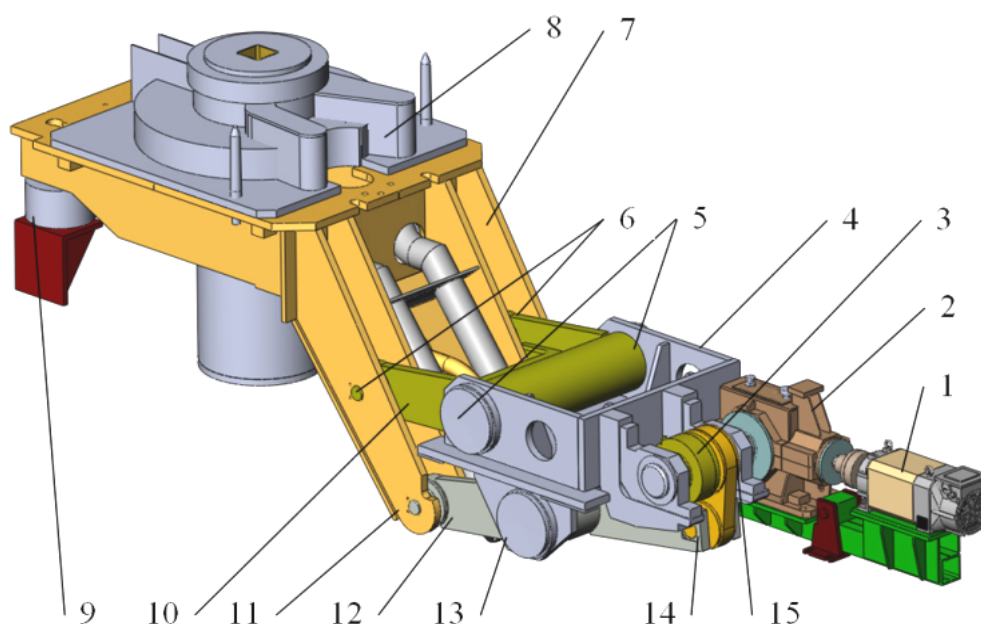


Рисунок 1 Общий вид МКК сортовой МНЛЗ

Для оценки прочности объекта расчета определяются эквивалентные напряжения, осредненные по всем КЭ, связанным с узлом модели. Для оценки долговечности дополнительно определяются все компоненты тензора напряжений и первые главные напряжения.

В ходе исследования расчет напряженно-деформированного состояния звеньев МКК выполнялся на одном цикле качания кристаллизатора МНЛЗ для номинальной и увеличенной частоты качания. Расчеты проводились для восьми положений МКК, через каждые  $45^\circ$  поворота эксцентрикового вала при частоте качания кристаллизатора 200 и 400 кач./мин. Кроме того, был выполнен расчет для положения, соответствующего максимальному значению нагрузок, приложенных к звену. Это положение определялось по результатам динамического моделирования МКК. Данное положение отличается для разных звеньев и меняется при изменении частоты качания кристаллизатора МНЛЗ.

Рассмотрим разработанную КЭ-модель и результаты моделирования на примере основания МКК. Основание представляет собой укрепленную ребрами жесткости «коробку» из толстых (40 мм) стальных листов, в стенках которой располагаются опоры подшипников рычагов. Со стороны привода МКК на кронштейнах устанавливаются опоры эксцентрикового вала привода. Основание МКК крепится на несущих металлоконструкциях в четырех местах болтовыми соединениями. Для моделирования опор подшипников введены стержневые элементы, распределяющие усилия от рычагов на поверхности отверстий под подшипники. Положение зоны для установки стержневых элементов принято в соответствии с основными усилиями со стороны рычагов механизма качания. Как показали расчеты, верхний рычаг при всех положениях в процессе работы МКК сжат, нижний рычаг растянут и с его стороны передаются довольно значительные вертикальные усилия. КЭ-модель ос-

нования (рис. 2) содержит более 55 тыс. элементов и около 28 тыс. узлов.

Основание МКК при работе неподвижно, поэтому силы инерции для него отсутствуют. Нагрузками служат силы, передаваемые верхним и нижним рычагами и опорами подшипников эксцентрикового вала. Схема нагрузок показана на рисунке 2, а (сила  $P_4$  на рисунке не видна, сил  $P_5$  две). Распределение напряжений в конструкции основания МКК и деформированное состояние приведено на рисунке 2, б (перемещения точек увеличены в 200 раз). Там же показаны расчетные зоны для анализа напряжений при различных положениях эксцентрикового вала и разных частотах качания кристаллизатора. Зависимости изменения максимальных напряжений в расчетных зонах от частоты приведены на рисунке 2, в.

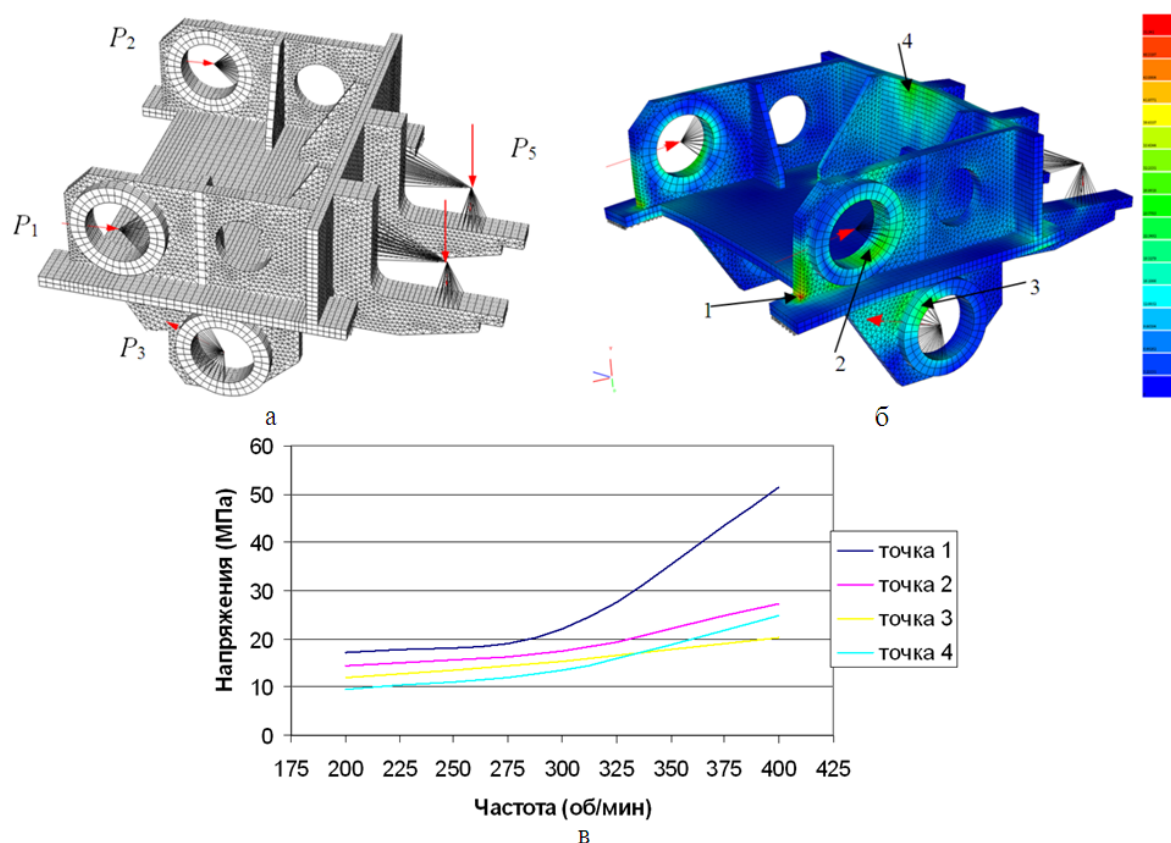
Аналогичным образом разработаны КЭ-модели и выполнены исследования верхнего и нижнего рычагов (коромысел), стола качания и шатуна (рис. 3).

#### **4 Оценка прочности звеньев механизма качания кристаллизатора**

Допускаемые напряжения материала, из которого изготовлены звенья МКК, определяются по пределу текучести с необходимым запасом прочности. Используемые в звеньях МКК толщины листов (от 10 до 40 мм) характерны для многих отраслей машиностроения, в том числе для металлургических и подъемно-транспортных машин. Поэтому для выбора допускаемых напряжений были использованы нормы, применяемые в краностроении и литейном производстве [6].

Такие звенья МКК, как основание, верхний и нижний рычаги и стол качания, изготовлены из стали ст3 (разных модификаций) по ГОСТ 14637–89. Предел текучести для листов толщиной до 40 мм, изготовленных из этой стали, составляет не ниже 240 МПа, а предел прочности — не менее 380 МПа.

Шатун МКК изготовлен из стали 45 ГОСТ 1577–93. Предел текучести этой стали в зависимости от термообработки равен 315...570 МПа.



а — схема действующих нагрузок; б — расчетные зоны и распределение эквивалентных напряжений (максимальные напряжения — 51,5 МПа); в — зависимость максимальных напряжений в расчетных зонах от частоты качания кристаллизатора

Рисунок 2 КЭ-модель основания МКК

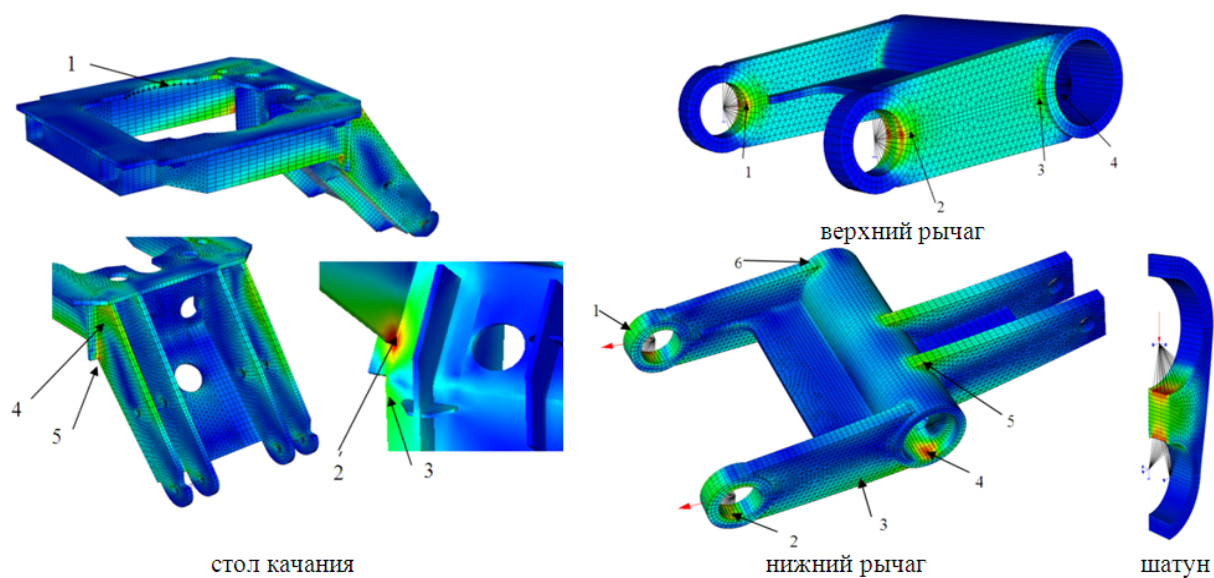


Рисунок 3 Расчетные зоны и распределение эквивалентных напряжений в звеньях МКК

Результаты выполненных расчетов показали, что во всех звеньях МКК, а именно в основании, верхнем и нижнем рычагах, столе качания и шатуне, напряжения значительно возрастают при увеличении частоты качания кристаллизатора, при этом на всех частотах они остаются значительно ниже допускаемых по условию статической прочности. Для примера, сопоставление максимальных расчетных напряжений с допускаемыми на повышенной частоте качания кристаллизатора приведено в таблице 1.

Полученные результаты оценки прочности звеньев МКК являются основой для расчета их долговечности. При действии нагрузок, изменяющихся во времени, разрушение конструкций звеньев МКК может происходить при нагрузках в несколько раз меньших, чем при статическом нагружении. Наличие концентраторов напряжений в виде отверстий, сварных швов, резкого изменения формы и т. п. значительно снижает уровень напряжений, при которых обеспечивается работа звеньев в течение заданного периода времени. Поэтому оценка статической прочности, является важным, но недостаточным этапом оценки надежности конструкций звеньев МКК.

### **5 Оценка долговечности звеньев механизма качания кристаллизатора**

Порядок расчета долговечности звеньев МКК был принят следующим.

1. *Выбор расчетной зоны.* Расчет на долговечность выполняется для конкретной зоны конструкции каждого звена исследуемого МКК, потенциально наиболее опасной с точки зрения возникновения усталостного разрушения. Расчетными зонами следует считать такие места конструкции, в которых сочетаются достаточно большие изменения напряжений во время работы и существенная концентрация напряжений, обусловленная резкими изменениями формы (сварными швами, вырезами, отверстиями, напрессованными деталями, подвижным контактом и пр.).

Выбор зоны проводится на основе анализа картины распределения напряжений (желательно в виде сетки изолиний, цвета и пр.), поэтому его целесообразно выполнять на основе анализа результатов расчета конструкций с помощью МКЭ. Расчетных зон может быть несколько.

2. *Определение усталостных характеристик расчетной зоны.* Усталостной характеристикой расчетной зоны являются пределы выносливости по нормальным или касательным напряжениям, а также показатели наклона усталостной кривой. Для определения пределов выносливости необходимо подобрать тип базового концентратора, соответствующий конструкции рассматриваемого узла в расчетной зоне. При наличии двух и более концентраторов в расчетной зоне расчет нужно вести с учетом каждого из них, что в принципе вызывает серьезные затруднения.

3. *Моделирование процесса нагружения расчетной зоны.* Процесс нагружения расчетной зоны характеризует график изменения напряжений, возникающих при работе объекта расчета. Реальное нагружение может представлять собой весьма сложный случайный процесс, который должен быть заменен для расчета на долговечность некоторыми детерминированными оценками, которые основаны на нормативных оценках параметров режима нагружения. Одним из способов его получения является квазистатический метод последовательного расчета конструкции на различные комбинации нагрузок, характеризующих реальное нагружение. В зависимости от условий, при анализе работы объекта расчета может быть выбран один или несколько характерных технологических циклов, для каждого из которых необходимо построить график изменения напряжений. При наличии нескольких характерных технологических циклов для них вводят весовой коэффициент, учитывающий частоту его появления в реальных условиях.

Таблица 1

Сопоставление максимальных расчетных напряжений с допускаемыми на частоте качания кристаллизатора 400 кач./мин

Звено МКК	Марка стали	Напряжение, МПа		Коэффициент запаса прочности
		максимальное	допускаемое	
Основание	ст3	47,7	160	3,4
Верхний рычаг	ст3	46,8	160	3,4
Нижний рычаг	ст3	20,1	160	8,0
Стол качания	ст3	82,1	160	1,95
Шатун	сталь 45	23,2	210	9,05

4. *Анализ процесса нагружения.* Реальный процесс нагружения, как правило, нестационарный, а усталостные характеристики и условия сопротивления усталости приводятся для стационарного нагружения. Поэтому графики нестационарных процессов расчетной зоны необходимо заменить эквивалентными по создаваемому усталостному повреждению. Для этого необходимо процесс схематизировать (то есть разложить на элементарные отдельные циклы), привести все циклы к единому коэффициенту асимметрии и определить параметры эквивалентного стационарного нагружения.

5. *Проверка сопротивления усталости.* Расчет на сопротивление усталости может иметь различные формы. Частным случаем проверки по напряжениям является проверка на неограниченную долговечность. Проверка по долговечности — сравнение числа циклов до разрушения с установленным ресурсом. Проверка по повреждениям — сравнивается расчетное накопленное повреждение с предельным значением.

Для расчета на долговечность необходимо отнести расчетную зону к одной из групп узлов по уровням пределов выносливости. Группа определяется по характерному виду основного концентратора напряжений, например, высверленное отверстие, стыковой сварной шов, приваренная косынка и т. д. Примером такой таблицы является таблица 5.3.2 в работе [6]. В зависимости от свойств стали (определяющим является предел прочности стали)

и выбранной группы по уровню предела выносливости определяется значение базового предела выносливости узла  $\sigma_{-1KB}$  для листа толщиной  $t_0 = 20$  мм. Затем вычисляется предел выносливости сварного узла по формуле

$$\sigma_{-1K} = k_t \sigma_{-1KB},$$

где  $k_t = (t_0/t)^{0,2}$  — коэффициент, учитывающий толщину листа;  $t$  — толщина листа звена исследуемого механизма, в котором возможно возникновение трещины.

Предел неограниченной выносливости, максимальное по абсолютному значению напряжение цикла, при котором усталостное разрушение не возникает при сколь угодно большом числе циклов [6], определяется по формуле

$$\sigma_{RK} = \frac{2\sigma_{-1K}}{1 - R + (1 + R)\psi_K},$$

где  $\psi_K = \frac{0,57\sigma_{-1K}}{\sigma_e}$  — коэффициент

чувствительности к асимметрии цикла;

$R = \frac{\sigma_{\min}}{\sigma_{\max}}$  — коэффициент асимметрии

цикла как отношение минимальных  $\sigma_{\min}$  и максимальных  $\sigma_{\max}$  напряжений цикла нагружения.

Условие долговечности объекта расчета записывается в виде

$$N \leq N_0 \left( \frac{\sigma_{-1K}}{K_{zan} k_\alpha \sigma_{ef}} \right)^m,$$

где  $N$  — число циклов работы объекта расчета;  $m$  — показатель степени кривой усталости

$$m = \frac{3,3}{\lg \sigma_{\sigma} - \lg \sigma_{RK}};$$

$\sigma_{\sigma}$  — временное сопротивление стали;  $N_0 = 2000000$  — базовое число циклов;  $k_a$  — коэффициент концентрации, при расчетах МКЭ можно принимать  $k_a = 1$ ;  $\sigma_{ef}$  — приведенное напряжение

$$\sigma_{ef} = \sigma_{-1K} \left[ \frac{\sigma_{\max}}{\gamma'_d \sigma_{RK}} \right]^v,$$

где  $v$  — показатель степени, вычисляемый по формуле

$$v = \frac{\lg \sigma_{\sigma} - \lg \sigma_{-1K}}{\lg \sigma_{\sigma} - \lg \sigma_{RK}};$$

$\gamma'_d$  — коэффициент, учитывающий снижение предела выносливости, возникающее в результате изменения коэффициента асимметрии цикла при непропорциональном возрастании переменной и постоянной составляющих цикла нагружения [6]

$$\gamma'_d = \begin{cases} 1 - 0,15 R, & \text{если } R > 0; \\ 1, & \text{если } R \leq 0. \end{cases}$$

Для низкоуглеродистых сталей иногда считают, что если изделие выдержало 5000000 циклов, то его долговечность не ограничена. При высоких коэффициентах концентрации напряжений и для легированных сталей это предположение, как правило, не выполняется.

Для расчета на долговечность используют нормальные, перпендикулярные оси сварного шва, эквивалентные или первые главные напряжения. В тех случаях, когда можно установить основной компонент напряжений, расчет выполняют по нормальным напряжениям, при явно выраженном двухосном напряженном состоянии ведут отдельный расчет по нормальным и касательным напряжениям, с определением эквивалентного числа циклов.

Например, при расчете основания МКК на статическую прочность наибольшие напряжения были выявлены в зоне 1 (см. рис. 2, б). Максимальные эквивалентные напряжения в этой зоне составляют 51,5 МПа, минимальные — 1,2 МПа. Как показал анализ, наиболее важным компонентом напряжений в зоне являются нормальные напряжения  $\sigma_z$ , распределение которых показано на рисунке 4, а. Максимальные напряжения равны  $\sigma_{\max} = 55,3$  МПа, минимальные —  $\sigma_{\min} = 13,6$  МПа.

В расчетной зоне основания МКК толщина листа составляет  $t = 30$  мм, есть сварной тавровый шов. В соответствии с таблицей 5.3.2 [6], расчетную зону при качественной контролируемой сварке можно отнести к 6-й группе узлов. Временное сопротивление стали  $\sigma_{\sigma} = 380$  МПа. Базовый предел выносливости равен  $\sigma_{-1KB} = 52$  МПа. В соответствии с вышеизложенной методикой получим

$$k_t = \left( \frac{20}{30} \right)^{0,2} = 0,922,$$

$$\sigma_{-1K} = k_t \sigma_{-1KB} = 0,922 \cdot 52 = 47,95 \text{ МПа.}$$

Блок нагружения характеризуется значениями  $\sigma_{\max}$  и  $\sigma_{\min}$ , тогда коэффициент асимметрии равен

$$R = \frac{-13,6}{55,3} = -0,246.$$

Коэффициент чувствительности к асимметрии цикла:

$$\psi_K = \frac{0,57 \cdot 47,95}{380} = 0,072,$$

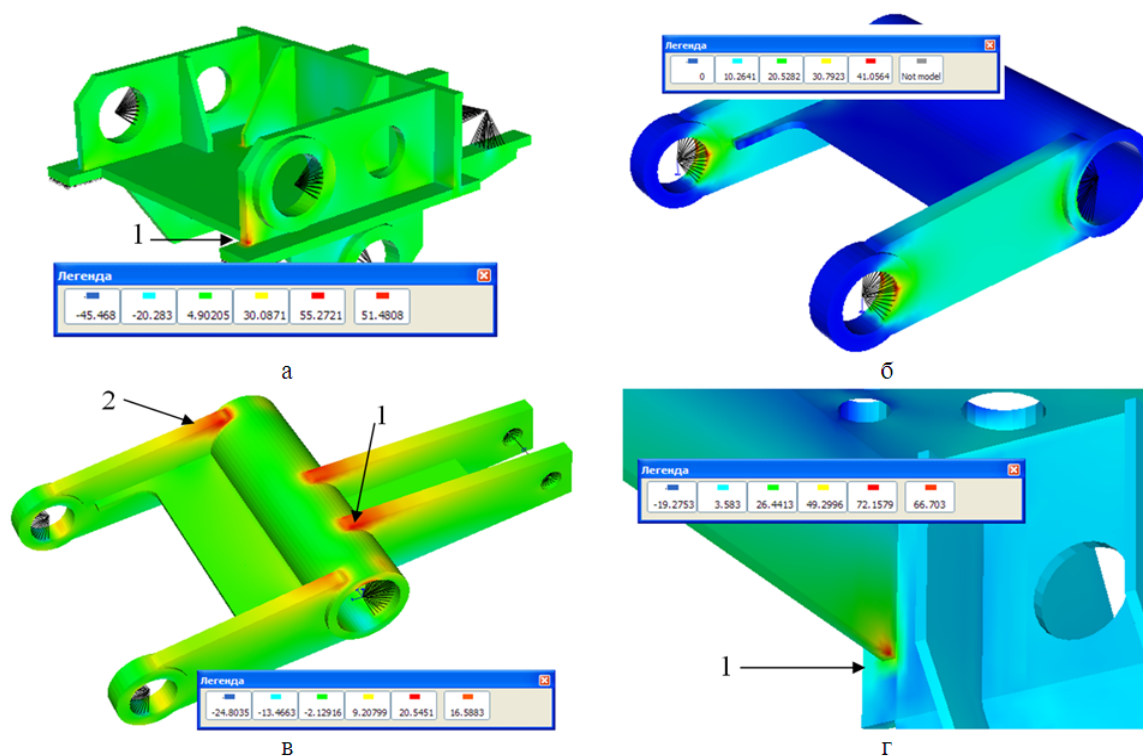
тогда:

$$\sigma_{RK} = \frac{2 \cdot 47,95}{1 + 0,246 + (1 - 0,246) \cdot 0,072} = 73,75 \text{ МПа,}$$

$$m = \frac{3,3}{\lg 380 - \lg 73,75} = 2,01,$$

$$v = \frac{\lg 380 - \lg 47,95}{\lg 380 - \lg 73,75} = 1,26.$$





а — основание; б — верхний рычаг; в — нижний рычаг; г — стол качания

Рисунок 4 Распределение напряжений  $\sigma_x$  и положение расчетных зон звеньев МКК

Приведенные к симметричному циклу напряжения при нагружении основания МКК равны

$$\sigma_{ef} = 47,95 \left[ \frac{55,3}{1 \cdot 73,75} \right]^{1,26} = 33,36 \text{ МПа.}$$

Расчетное число циклов нагружения рассматриваемой зоны основания МКК до появления трещины составит

$$N = 2000000 \left( \frac{47,95}{1,5 \cdot 1 \cdot 33,36} \right)^{2,01} = 1836000 \text{ цик.}$$

При частоте качания кристаллизатора 400 кач./мин полученное число циклов соответствует всего трем дням работы, чего явно недостаточно. При частоте 300 кач./мин максимальные напряжения составляют 22,3 МПа, минимальные — 7 МПа. Расчетное число циклов равно 107 миллионов, или 185 суток работы. При частоте 200 кач./мин соответственно 17 и 4 МПа и 1150 суток работы.

Следует отметить, что напряжения в этой зоне основания МКК существенно зависят от условий его крепления на металлоконструкциях МКК. Рекомендации [6] также явно указывают, что при использовании для расчета напряженно-деформированного состояния объемных КЭ малого размера (меньше толщины листов) расчетная долговечность оказывается существенно заниженной, поэтому полученные результаты не являются абсолютными. В то же время характер распределения напряжений указывает на явный концентратор на краю вертикального листа конструкции основания. Таким образом, рекомендуется конструкцию основания МКК изменить, сделав плавный переход в рассмотренной опасной зоне.

Расчетная зона **верхнего рычага МКК** (рис. 4, б) — зона приварки ребра к опоре (тавроый шов с двусторонней разделкой кромок). Узел можно отнести к 6-й группе, когда временное сопротивление



стали составляет 380 МПа. Базовый предел выносливости равен 52 МПа. В этой зоне всегда действуют сжимающие напряжения, при этом минимальные напряжения практически равны нулю. При частоте качания кристаллизатора 400 кач./мин максимальные нормальные напряжения в расчетной зоне равны 20,2 МПа. Тогда, аналогично расчету основания МКК, расчетное число циклов до появления трещины в конструкции верхнего рычага будет равно  $904 \cdot 10^6$ , что соответствует работе в течение 4 лет. При частоте качания 300 и 200 кач./мин долговечность верхнего рычага МКК можно считать неограниченной.

Расчетные зоны **нижнего рычага** (рис. 4, в) — зоны приварки ребра к опоре (тавровый шов с двусторонней разделкой кромок) и посадочные места подшипников, в которых действуют высокие напряжения от изгиба и есть концентраторы напряжений в виде отверстий под крепление крышек подшипниковых узлов. Напряжения в расчетной зоне знакопеременные. Результаты расчета долговечности для нижнего рычага приведены в таблице 2 и показывают, что при частоте качания кристаллизатора 200 кач./мин долговечность рычага не ограничена; при частоте 300 кач./мин возможно появление трещин после 1,5 года работы, а

при частоте 400 кач./мин появление трещин вероятно уже в первые месяцы работы. В **столе качания** (рис. 4, г) высокие напряжения были выявлены в зоне приварки ребер к стойке. Наибольшую роль играют нормальные напряжения  $\sigma_x$ . Результаты расчета долговечности для стола качания приведены в таблице 2. Конструкция основания содержит явный концентратор напряжений, долговечность при повышенных частотах качания кристаллизатора недостаточна. Таким образом, конструкцию стола качания МКК желательно усилить, обеспечив плавный переход от ребра к стойке.

Основной компонент нормальных напряжений в **шатуне МКК** — напряжения  $\sigma_z$ . Шатун не имеет сварных швов, основным концентратором являются отверстия для крепления крышек подшипниковых узлов, причем эти отверстия не попадают в зону наибольших напряжений. Расчетная зона может быть отнесена к 4-й зоне с пределом выносливости 75 МПа. Максимальные напряжения при растяжении шатуна не превышают 23 МПа, а при сжатии в этой зоне напряжения практически равны нулю, таким образом, долговечность шатуна не ограничена во всем рассматриваемом диапазоне частот качания кристаллизатора МКК.

Таблица 2

Расчет долговечности звеньев МКК

Частота качания, мин <sup>-1</sup>	Расчетная зона (рис. 4)	Толщина листа, <i>t</i> , мм	$\sigma_{1KB}$ , МПа	Расчетные напряжения, МПа		Расчетное число циклов, $N \cdot 10^{-6}$	Срок службы <sup>1</sup> , дней
				$\sigma_{\max}$	$\sigma_{\min}$		
Нижний рычаг							
400	1	40	52	23	−24	10,3	18
	2	40	52	24	−21	12,5	22
300	1	40	52	15	−7	226	523
	2	40	52	16	−7	212	490
200	1	40	52	9	−8	∞	—
	2	40	52	9	−8	∞	—
Стол качания							
400	1	30	52	62	12	13	23
300				48	16	306	708
200				43	21	∞	—

<sup>1</sup>Срок службы до появления трещины в данной зоне.

## 6 Заключение

1. Выполнены расчеты звеньев МКК на действие нагрузок, возникающих при работе на частотах качания кристаллизатора МНЛЗ от 200 до 400 кач./мин, с учетом в качестве нагрузок усилий в шарнирах, сил инерций, собственного веса звеньев, а также усилия взаимодействия непрерывного слитка с кристаллизатором.

2. Оценка прочности звеньев механизма качания по напряжениям, возникающим при их работе, свидетельствует о том, что максимальные напряжения в его звеньях возрастают (1,5...3 раза) при увеличении частоты качания кристаллизатора с 200 до 400 кач./мин. Однако при любых рассмотренных частотах качания остаются значительно ниже допускаемых напряжений по условию статической прочности (коэффициент запаса прочности составляет от 3,4 до 23,3). Расчеты показывают, что, исходя из критериев прочности, масса звеньев МКК может быть существенно снижена,

например, за счет уменьшения толщины листов (с 40 до 30 мм) металлоконструкций звеньев. Это может благоприятно сказаться на работе МКК за счет снижения инерционных нагрузок (на 10...20 %), однако при этом необходимо учитывать влияние уменьшения жесткости на кинематические характеристики и резонансные явления МКК, возникающие при его работе.

3. Выполненный расчет долговечности звеньев МКК показывает, что для большинства звеньев расчетная долговечность достаточно велика. При частоте качания кристаллизатора 200 кач./мин для всех расчетных зон обеспечивается практически неограниченная долговечность. При повышенных частотах качания недостаточная долговечность ожидается в основании и столе качания МКК, где наблюдаются явные зоны концентрации напряжений. Их конструкцию целесообразно изменить для снижения концентрации напряжений в выделенных зонах.

## Библиографический список

1. Состояние непрерывной разливки стали на сортовых МНЛЗ в Украине и Молдове [Текст] / А. Л. Сотников и др. // *Сталь*. — 2013. — № 12. — С. 8–13.
2. Сотников, А. Л. Предупреждение отклонений параметров колебательного движения кристаллизатора МНЛЗ на основе развития методов диагностики механизма качания: дис. ... канд. техн. наук / А. Л. Сотников ; Дон. нац. техн. ун-т. — Донецк, 2008. — 206 с.
3. Failure analysis of the hinge-lever mould oscillator bearings of the continuous casting machine [Text] / O. Sotnikov, M. Rodionov, P. Maruschak and other // *Strength, Fracture and Complexity*. — 2014. — Issue 8. — P. 135–143.
4. Scale levels of damage to the raceway of a spherical roller bearing [Text] / P. O. Maruschak, S. V. Panin, I. M. Zakiev and other / *Engineering Failure Analysis*. — 2016. — Vol. 59. — P. 69–78.
5. Сотников, А. Л. Диагностирование электромеханического привода механизма качания кристаллизатора МНЛЗ [Текст] / А. Л. Сотников // *Известия вузов. Черная металлургия*. — 2016. — Т. 59. — № 5. — С. 334–338.
6. Соколов, С. А. Металлические конструкции подъемно-транспортных машин [Текст] / С. А. Соколов. — СПб. : Политехника, 2005. — 423 с.

© Сотников А. Л.

© Ольшевский А. А.

Рекомендована к печати д.т.н., проф. каф. ММК ДонГТИ Харламовым Ю. А.,  
д.т.н., проф., зав. каф. ОМД ДонНТУ Снитко С. А.

Статья поступила в редакцию 05.11.2020.

**Doctor of Technical Sciences Sotnikov A. L. (DonNTU, Donetsk, DPR), PhD in Engineering Olshevskiy A. A. (BSTU, Bryansk, Russia)**

**STUDY OF STRENGTH AND DURABILITY OF MOLD OSCILLATING SYSTEM IN CONTINUOUS CASTING MACHINE AT DIFFERENT OPERATING MODES**

*Breaking the links of mold oscillating system (MOS) during operation of the continuous casting machine (CCM) is one of the reasons for the failure of oscillating system, i. e. the ability to provide the specified parameters of oscillatory motion of the CCM mold for the required period of time. Assessment of static and dynamic strength (durability) of MOS links in a wide range of operating modes allowed to determine rational operating modes based on the condition of preventing their breaking. For the considered design version of the MOS grade CCM, the operating frequency of mold oscillatory motion is set at 200 osc/min, provide practically unlimited durability of its links.*

**Key words:** *finite-element model, mold oscillating system, strength, durability, stress-strain state, operating modes.*

УДК 669.162.2

д.т.н. Еронько С. П.,  
к.т.н. Стародубцев Б. И.  
(ДонНТУ, г. Донецк, ДНР),  
к.т.н. Вишневский Д. А.,  
Орлов А. А.  
(ДонГТИ, г. Алчевск, ЛНР)

## МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССА ПРИГОТОВЛЕНИЯ ПЫЛЕУГОЛЬНОГО ТОПЛИВА

*Представлены методика проведения и результаты модельных исследований работы установки для реализации двухстадийного процесса приготовления пылеугольного топлива, предполагающего предварительное разрушение кусков угля в молотковой дробилке и последующее получение требуемой фракции материала в вертикальном роторном измельчителе.*

**Ключевые слова:** пылеугольное топливо, молотковая дробилка, роторный измельчитель, фракционный состав, модельный комплекс.

**Проблема и её связь с научными и практическими задачами.** Одним из главных направлений дальнейшего совершенствования доменного производства является энергосбережение при ведении технологического процесса выплавки чугуна. Учитывая то обстоятельство, что основные энергетические затраты при получении жидкого чугуна в доменной печи связаны с потреблением дорогостоящего кокса, на протяжении последних сорока лет специалистами предлагались разнообразные меры по сокращению расхода кокса на тонну производимого металла, предполагающие его замену другими видами топлива, имеющими меньшую стоимость. Наиболее перспективным в этом отношении следует считать использование пылеугольного топлива для частичного замещения кокса. Как известно, угольная пыль в доменной плавке может заменить 100 % природного газа и до 40 % кокса. При этом удастся также повысить производительность печи и оперативно влиять на температурное состояние горна [1]. Эффективность технологии доменной плавки с использованием пылеугольного топлива определяется полнотой его сгорания. В свою очередь, при неизменной температуре фурменной зоны режим горения пыле-

угольного топлива зависит от формы и размеров вдуваемых частиц угля, их пористости, порозности и химического состава. Указанные параметры мелкодисперсного топлива определяются условиями его приготовления. Такой вид альтернативного топлива получают на специальных установках, включающих систему питающих бункеров и мельниц различного конструктивного исполнения [2]. В результате многочисленных исследований установлены оптимальные размеры частиц пылеугольного топлива, находящиеся в пределах 35–100 мкм. Таким образом, для измельчения угля в условиях функционирования установок для приготовления пылеугольного топлива нужны мельницы, обеспечивающие тонкий помол зернистых материалов. Наряду с этим они также должны иметь требуемую производительность, достаточную для бесперебойной работы системы вдувания топлива в зону горна доменных печей с большим рабочим объемом. Поэтому разработка новых и модернизация существующих дробилок и мельниц, одновременно отвечающих указанным требованиям, имеет важное научно-практическое значение [3].

**Постановка задачи.** Одним из возможных вариантов совершенствования устано-

вок приготовления пылеугольного топлива является применение работающих в связке двух дробильных систем, позволяющих при комплексном использовании получать угольную пыль требуемого качества и в нужных количествах. В связи с этим сотрудниками кафедр «Механическое оборудование заводов черной металлургии» ДонНТУ и «Машины металлургического комплекса» ДонГТИ в рамках соглашения о научно-техническом сотрудничестве инициировано начало исследований двухстадийного процесса приготовления пылеугольного топлива, предполагающего предварительное разрушение кусков угля в молотковой дробилке и последующее получение требуемой фракции материала в вертикальном роторном измельчителе.

**Изложение материала и его результаты.** Разработка новых дробильных систем предусматривает предварительную проверку правильности принимаемых технических решений на действующих физических моделях, что позволяет при расчете и конструировании опытных образцов оборудования данного класса избежать серьезных проектных ошибок. Потому в соответствии с планом экспериментальных исследований спроектировали и изготовили лабораторный комплекс [4], конструктивная схема и общий вид которого показаны на рисунке 1. Он включает натурную модель бункера-питателя 4 для моделирования процесса приготовления пылеугольного топлива, имеющего в верхней своей части загрузочный люк, герметично закрываемый крышкой 5.

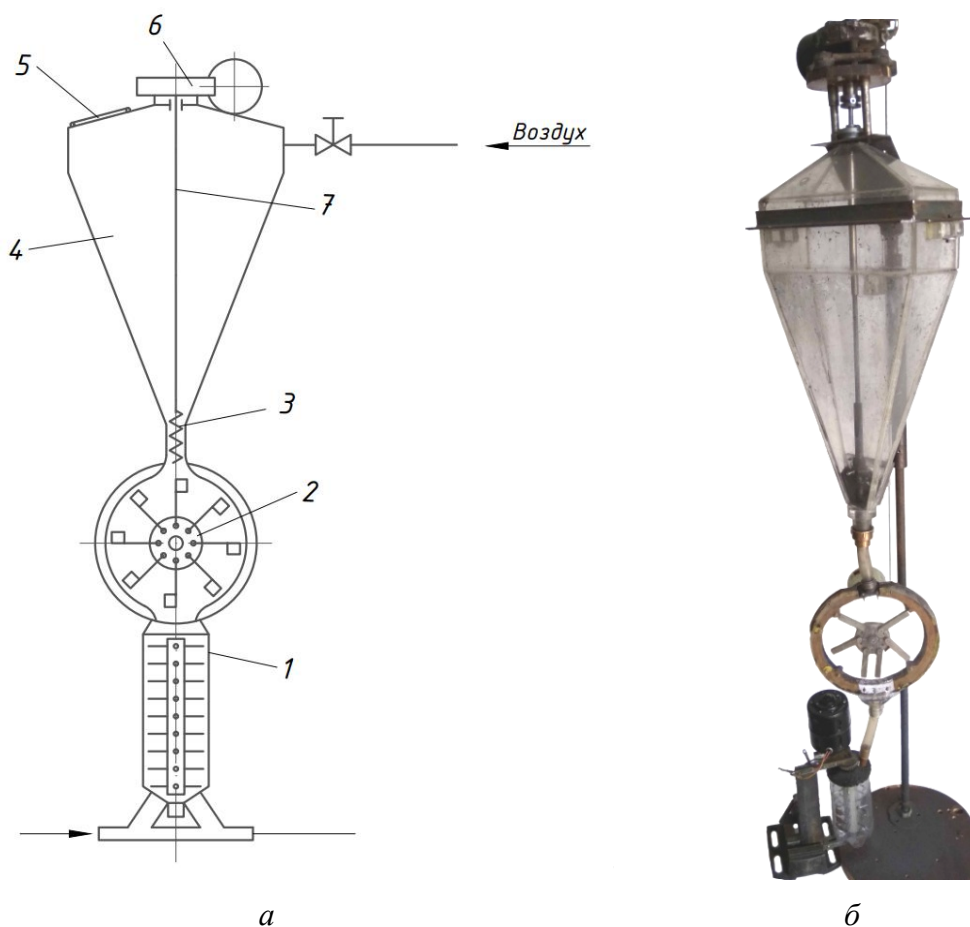


Рисунок 1 Конструктивная схема (а) и общий вид (б) лабораторного комплекса

Внутри бункера в двух подшипниковых опорах установлен вертикально расположенный вал 7, нижний хвостовик которого несет шнек 3, а верхний хвостовик связан с тихоходным валом червячного мотор-редуктора 6. При этом часть витков шнека, являющихся заборными, находится в полости бункера, а остальные размещены соосно в цилиндрической камере, связывающей его с моделью молотковой дробилки 2, которая, в свою очередь, герметично соединена с моделью вертикального роторного измельчителя 1. Для создания избыточного давления в полость бункера может с регулируемым расходом подаваться воздух, имитирующий нейтральный газ, а в выходной трубопровод, сообщающийся посредством закрытых течек с камерой измельчителя, предусмотрена подача транспортирующего газа.

билки 2, которая, в свою очередь, герметично соединена с моделью вертикального роторного измельчителя 1. Для создания избыточного давления в полость бункера может с регулируемым расходом подаваться воздух, имитирующий нейтральный газ, а в выходной трубопровод, сообщающийся посредством закрытых течек с камерой измельчителя, предусмотрена подача транспортирующего газа.

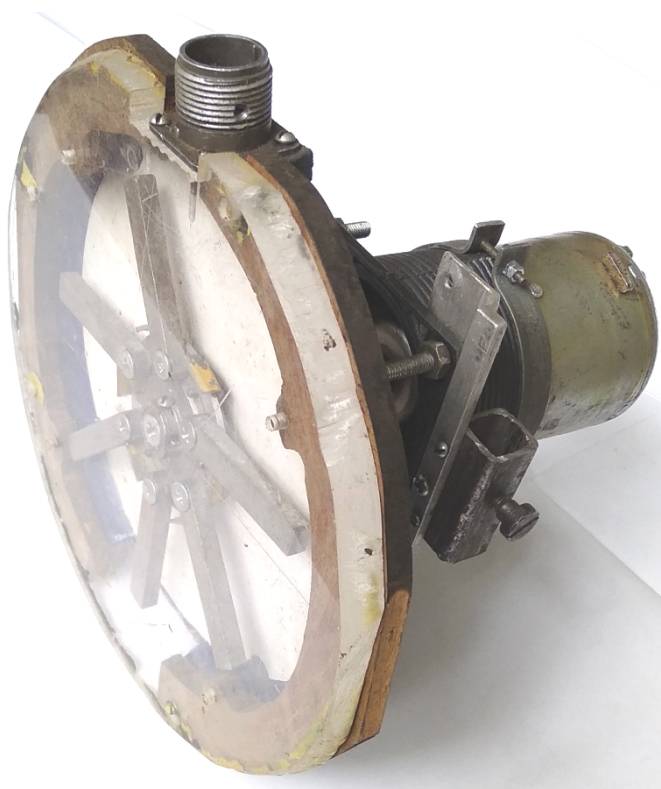


Рисунок 2 Действующая физическая модель молотковой дробилки

Натурная модель молотковой дробилки (рис. 2) служит для изучения процесса ударного взаимодействия подвергаемых разрушению кусочков угля с её рабочими элементами, выполнена односекционной. В её состав входит пустотелый цилиндрический корпус, передняя торцевая стенка которого выполнена из прозрачного материала, а с задней его металлической стенкой жестко связан электродвигатель постоянного тока с регулируемой частотой вращения вала, на котором установлен диск, несущий шарнирно закрепленные

посредством осей молотки. Корпус модели в верхней и нижней частях имеет загрузочные и выгрузочные каналы. При этом зазоры между торцевыми стенками обоих каналов соответствуют размерам кусочков угля, поступающих на дробление и получаемых после него.

Благодаря секторальным углублениям в корпусе диска размещенные в них на осях молотки имеют возможность отклонения на некоторый угол (до 30°) от своего радиального положения как в направлении вращения, так и против него.

Действующая модель вертикального роторного измельчителя, показанная на рисунке 3, необходима для изучения особенностей процесса получения мелкой фракции уголь-

ного топлива. Она содержит выполненный из прозрачного материала цилиндрический корпус с соосно размещенным внутри в подшипниковых опорах ротором.



Рисунок 3 Натурная модель

В тело ротора на нескольких ярусах, равноудаленных по его длине, ввинчены рассредоточенные по кругу стержни. Подшипниковые опоры ротора закреплены на концах консольных балок, образующих с вертикальной стенкой рамную конструкцию, несущую вертикально расположенный электродвигатель. На его валу установлена шестерня, находящаяся в зацеплении с зубчатым колесом, размещенным на верхнем хвостовике ротора. На верхней торцевой части цилиндрического корпуса выполнены отверстия для закрытых течек, по которым в измельчитель поступает материал из модели молотковой дробилки. К нижней торцевой части корпуса измельчи-

теля прикреплены закрытые течки, своими нижними концами связанные с коллектором, обеспечивающим сбор получаемого пылевидного материала.

Благодаря прозрачности корпусов моделей бункера, молотковой дробилки и роторного измельчителя имелась возможность визуального наблюдения картин движения частиц материала и их взаимодействия с рабочими элементами во время моделирования процесса приготовления пылеугольного топлива. С учетом функционального назначения каждого из структурных блоков лабораторного комплекса модельное исследование провели в три этапа. Первый из них предполагал по-

лучение информации о степени равномерности выдачи из бункера вертикальным шнековым питателем зернистого материала, подлежащего двухстадийному измельчению. Для оценки эффективности функционирования дозирующей системы бункера-питателя при различных размерах выдаваемого кускового материала с помощью сит получили два отсева угольной массы, средний размер частиц которых составил соответственно 8 и 5 мм. Указанные отсева угольных частиц поочередно загружали через верхний люк в полость модели бункера-питателя, под которой размещали приемную емкость, опираю-

щуюся на мессдозу. Её тензометрический преобразователь входил в контрольно-измерительную систему, включающую также усилитель переменного тока, АЦП и ПЭВМ. С помощью этой системы отслеживали динамику изменения во времени массы зернистого материала, поступавшего в приемную емкость из бункера при его включенном шнековом дозаторе, настроенном на заданную производительность. В качестве примера на рисунке 4 показаны записи сигналов, зафиксированных при функционировании питающей системы во время выдачи зернистого материала различного фракционного состава.

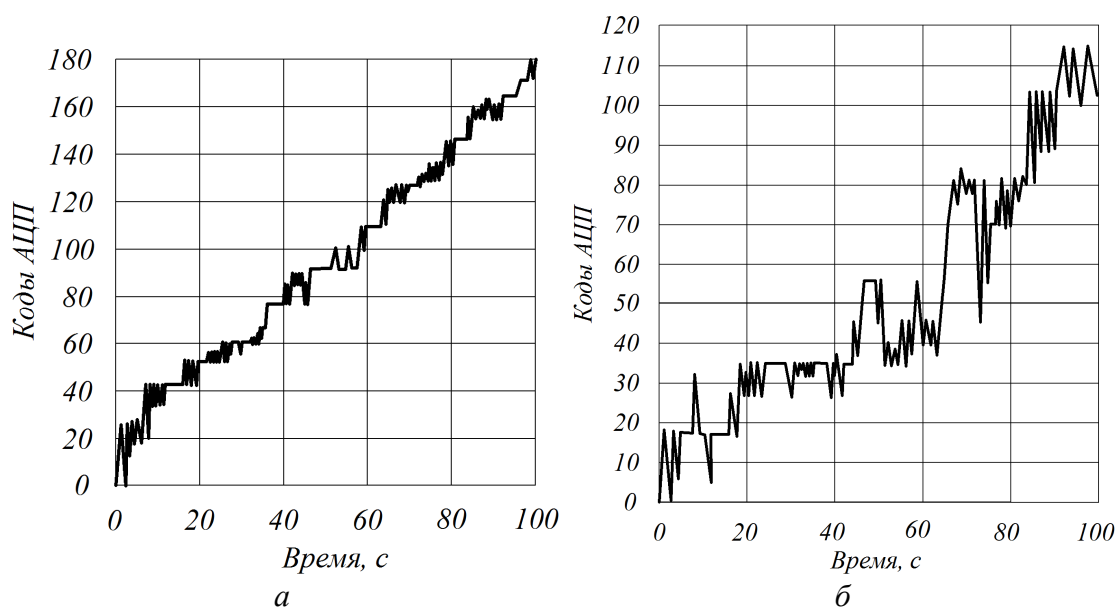


Рисунок 4 Степень равномерности выдачи из бункера-питателя угля с размером кусочков 5 мм (а) и 8 мм (б) при частоте вращения шнека 20 об/мин

Полученные результаты свидетельствуют о достаточно высокой степени равномерности выдачи зернистого материала вертикальным шнековым питателем, а его производительность зависит не только от частоты вращения, но и от размеров кусков, влияющих на коэффициент заполняемости межвиткового пространства. Чем больше куски угля, тем меньше значения указанного коэффициента из-за наличия пустот между частицами различной формы. Так, при одинаковой частоте враще-

ния вертикального шнека, составлявшей 20 об/мин, зафиксированная производительность питателя для фракций угольных частиц 5 мм и 8 мм была равна 360 и 220 г/мин соответственно, что обусловлено уменьшением коэффициента заполняемости межвиткового пространства вертикального шнека с 0,9 до 0,6.

Требуемую эффективность функционирования молотковой дробилки можно обеспечить при рациональном сочетании масс ударных элементов и скорости вра-



щения несущего их ротора, поскольку в этом случае не только генерируется необходимая для измельчения кускового материала кинетическая энергия молотков, но и снижается уровень возникающей вибрации дробильной системы в целом [5–7].

Поэтому второй этап модельных экспериментов был связан с изучением особенностей динамического взаимодействия шарнирно закрепленных на роторе молотков с кусочками угля, имеющими разную массу. Главной задачей на этом этапе являлось установление минимальных значений частоты вращения ротора, достаточных для обеспечения установившегося процесса дробления при задаваемом соотношении масс молотков модели дробилки и разбиваемых кусочков угля. С этой целью с помощью реостата блока питания плавно изменяли напряжение в сети электродвигателя, вращающего ротор с молотками, и фиксировали момент начала стабилизации режима работы модели дробилки при соответствующем фракционном составе подаваемых в её полость угольных кусочков. Снимая показания вольтметра и амперметра блока питания для каждого из реализуемых режимов функционирования модели дробилки, определили потребляемую электрическую мощность её привода

при соответствующей производительности (табл. 1).

В связи с отсутствием в технической литературе информации о реальной картине взаимодействия молотков дробилки с кусками материала, получившей до настоящего времени только теоретическую интерпретацию [8, 9], практический интерес представляют сведения о траектории движения измельчаемого материала в рабочем пространстве дробильной системы начиная с момента его загрузки. С целью исключения наложений траекторий частиц, усложняющих визуальный контроль процессов, протекающих в полости модели молотковой дробилки, при их видеосъемке подачу кусочков угля осуществляли в дискретном режиме с интервалом 0,5 с. Результаты просмотра в режиме «стоп-кадр» отснятого материала свидетельствуют о том, что после ударного взаимодействия молотка с кусочком угля последний дробится на несколько частей, которые, продолжая круговое движение вдоль внутренней цилиндрической поверхности камеры (рис. 5, а), соударяются с отбойниками и образуют более мелкую фракцию (рис. 5, б), способную покинуть рабочую камеру через щелевое отверстие выгрузочного канала.

Таблица 1

Параметры функционирования модели молотковой дробилки

Масса молотка, г	Масса кусочка угля, г	Частота вращения ротора, об/мин	Напряжение питания, В	Ток питания, А	Потребляемая электрическая мощность, Вт	Производительность модели дробилки, г/с	Удельные затраты энергии, (Вт·с)/г
10	0,15	750	8	2	16	3	5,3
		1000	10	2,5	25	4	6,3
		1250	12	3	36	5	7,2
	0,10	750	8	2	16	4	4,1
		1000	10	2,5	25	6	4,2
		1250	12	3	36	8	4,5
	0,05	750	8	2	16	6	2,7
		1000	10	2,5	25	8	3,1
		1250	12	3	36	10	3,6

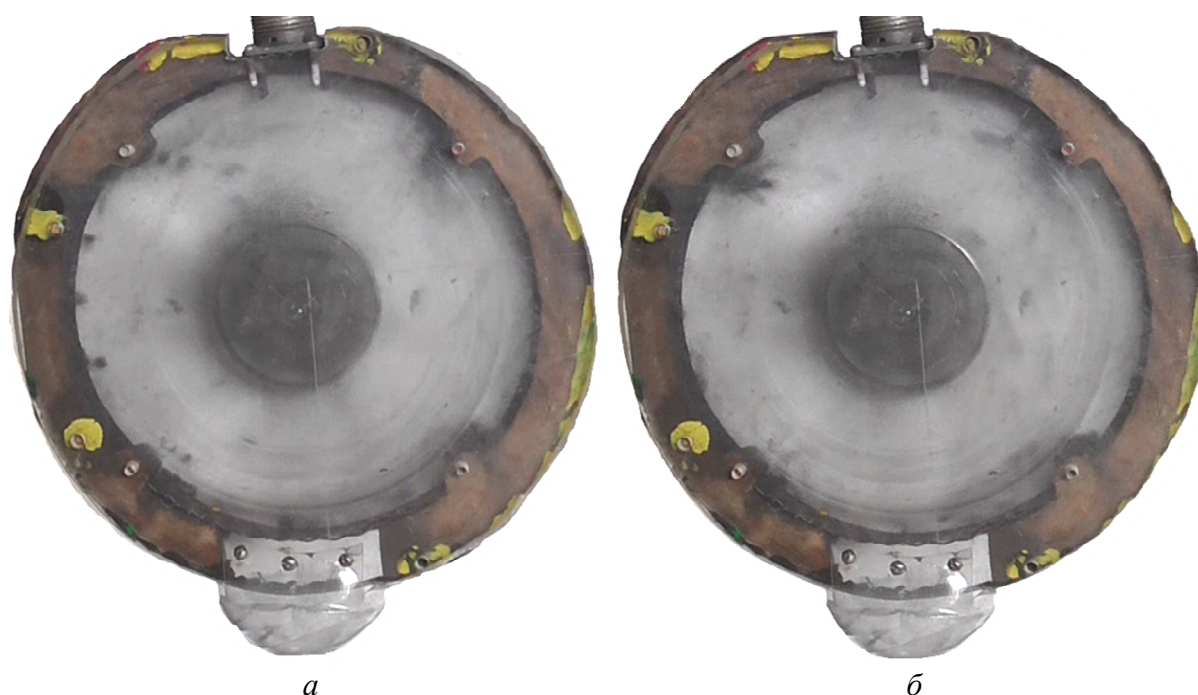


Рисунок 5 Картины разрушения кусочков угля в модели молотковой дробилки

Контроль фракционного состава частиц на выходе из модели молотковой дробилки показал, что процентное соотношение частиц различного размера зависит как от крупности кусочков исходного материала, так и от частоты вращения ротора с молотками (табл. 2).

Заключительный — третий — этап модельных исследований предполагал изучение особенностей процесса тонкого измельчения частиц угля, получаемых на выходе из модели молотковой дробилки и имеющих размер 0,5–2,5 мм. Прежде всего было необходимо установить частоту вращения вертикального ротора модели измельчителя, которая при заданных его параметрах гарантировала получение пылевидных частиц размерами до 100 мкм. Для этого провели серию опытов с варьированием угловой скорости ротора и интенсивности подачи на его рабочие элементы угольных частиц. Визуальные наблюдения с использованием видеосъемки за движением в камере измельчителя частиц, иницируемым группами стержней, вращающихся в нескольких горизонтальных плос-

костях, равномерно рассредоточенных вдоль вертикального ротора, свидетельствовали о том, что образование пылеобразной фракции происходит одновременно во всем рабочем пространстве исследуемой механической системы (рис. 6). Такой режим функционирования измельчителя обеспечивается при частоте вращения его ротора не ниже 1500 об/мин и соответствующей объемной подаче угольных частиц. Данные эксперимента дают основание считать рациональным секундный объем мелкозернистой угольной массы, поступающей в камеру измельчителя, равный 15–25 % её полезного объема.

Если интенсивность подачи измельчаемой массы будет меньше нижнего рекомендуемого предела, резко снизится производительность роторного измельчителя. Превышение верхнего установленного предела интенсивности ввода угольных частиц влечет за собой появление на выходе из измельчителя фракций материала более 100 мкм, что отрицательно скажется на показателях качества приготавливаемого пылеугольного топлива.

Таблица 2

Доля различных фракций угля на выходе из модели молотковой дробилки, %

Частота вращения ротора, об/мин	Исходный размер кусочков угля, мм	Размеры частиц угля после дробления, мм			
		0,5–0,9	1,0–1,5	1,6–2,0	2,1–2,5
750	8	30	35	22	13
	5	35	45	9	10
1000	8	35	40	14	11
	5	40	40	11	9
1250	8	50	25	16	9
	5	60	20	15	5

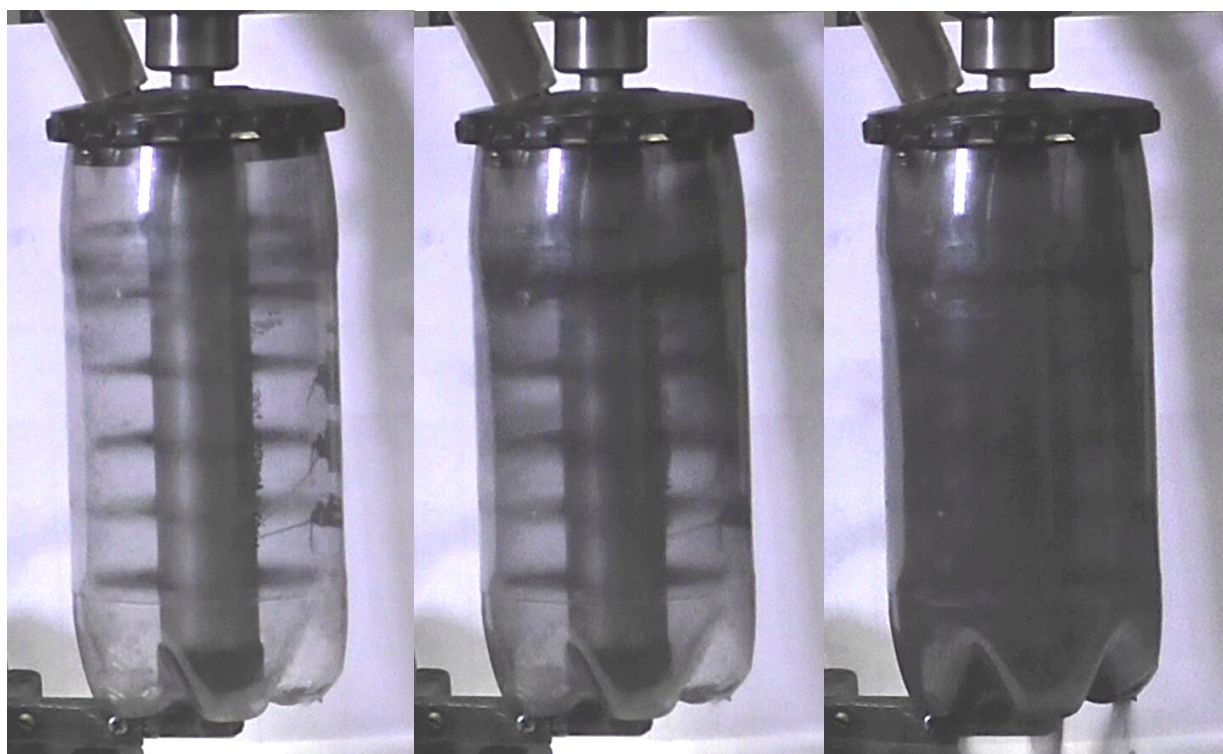


Рисунок 6 Образование пылевидных частиц из зернистого угля в камере модели измельчителя

**Выводы.** Результаты модельных исследований двухстадийного процесса получения пылеугольного топлива свидетельствуют в пользу того, что он может составить альтернативу уже существующим способам приготовления ПУТ. Поэтому

исследования в данном направлении следует продолжить с целью обоснования конструктивных и энергосиловых параметров опытной установки для практической реализации предложенного процесса.

#### Библиографический список

1. Ярошевский, С. Л. Выплавка чугуна с применением пылеугольного топлива [Текст] / С. Л. Ярошевский. — М. : Металлургия, 1988. — 176 с.
2. Особенности вдувания пылеугольного топлива и тепловой работы фурменной зоны доменной печи [Текст] / В. Ю. Шостак [и др.] // Теория и практика металлургии. — 2017. — № 3–4. — С. 21–26.

3. Ульяницкий, В. Н. Анализ конструктивных особенностей и функциональных возможностей мельниц для приготовления пылеугольного топлива [Текст] / В. Н. Ульяницкий, А. М. Новохатский, П. А. Петров // Сб. науч. трудов ДонГТУ. — Алчевск : ГОУ ВПО ЛНР «ДонГТУ», 2018. — № 9 (52). — С. 105–114.

4. Лабораторный комплекс для моделирования процесса приготовления пылеугольного топлива [Текст] / С. П. Еронько [и др.] // Инновационные перспективы Донбасса : материалы 6-й Международной научно-практической конференции. Том 3. Инновационные технологии проектирования, изготовления и эксплуатации промышленных машин и агрегатов. — Донецк, 2020. — С. 27–32.

5. Власенко, Д. А. Энергозатраты ударных дробилок с жестким и шарнирным креплением бил к ротору [Текст] / Д. А. Власенко, О. И. Павленко, Э. П. Левченко // Металлургические процессы и оборудование. — 2016. — № 3. — С. 21–26.

6. Власенко, Д. А. Особенности измельчения кусковой извести в дробилках ударного действия при различных вариантах подвеса бил [Текст] / Д. А. Власенко, Э. П. Левченко // Сб. науч. трудов ДонГТУ. — Алчевск, 2015. — № 45. — С. 130–135.

7. Власенко, Д. А. Эффективность дробления известняка в дробилках с вращающимся ротором при реализации различных способов воздействия на материал ударом [Текст] / Д. А. Власенко // Молодежь и XXI век – 2016 : материалы IV международной научной конференции. — Курск, 2016. — Том IV. — С. 94–98.

8. Барабаикин, В. П. Исследование параметров молотковых дробилок на примере дробления газового угля [Текст] / В. П. Барабаикин // Институт горных ископаемых. — 1971. — № 5. — С. 41–49.

9. Власенко, Д. А. Влияние крупности сырья на кинематику рабочих органов и материала в молотковой дробилке [Текст] / Д. А. Власенко, Э. П. Левченко // Вестник ДонНТУ. — 2018. — № 3. — С. 9–15.

© Еронько С. П.  
 © Стародубцев Б. И.  
 © Вишневский Д. А.  
 © Орлов А. А.

**Рекомендована к печати д.т.н., проф. каф. ММК ДонГТИ Харламовым Ю. А.,  
 д.т.н., проф., зав. каф. ТМиИК ЛГУ им. В. Даля Витренко В. А.**

Статья поступила в редакцию 15.10.2020.

**Doctor of Technical Sciences Yeronko S. P., PhD in Engineering Starodubtsev B. I. (DonNTU, Donetsk, DPR), PhD in Engineering Vishnevskiy D. A., Orlov A. A. (DonSTI, Alchevsk, LPR)**

# **SIMULATION OF PULVERIZED COAL FUEL PREPARATION PROCESS**

*The article presents procedure and results of model studies of the unit operation for implementing two-stage process of preparing pulverized coal fuel that involve preliminary cob breaking in hammer crusher and subsequent obtaining of required material fraction in a vertical rotary grinder.*

**Key words:** pulverized coal fuel, hammer crusher, rotary grinder, fractional composition, model complex.

УДК 664.73.05

к.т.н. Бревнов А. А.,

Бревнова О. В.,

к.т.н. Левченко Э. П.

(ДонГТИ, г. Алчевск, ЛНР, abrevnov@list.ru)

## СРАВНИТЕЛЬНЫЙ АНАЛИЗ УСЛОВИЙ ПОДАЧИ МАТЕРИАЛА В РАЗГОННО-УДАРНУЮ ДРОБИЛКУ

*Работа посвящена анализу условий подачи исходного сырья в рабочее пространство дробильно-измельчительной машины разгонно-ударного типа, предназначенной для ударного разрушения материалов, под действием кинетической энергии вращающегося ротора. Предложена методика, позволяющая выполнить сравнительную оценку движения частицы по поверхности распределительного устройства, имеющего форму конуса и профиль в виде брахистохроны.*

**Ключевые слова:** разгонно-ударная дробилка, сравнительный анализ, брахистохрона, вектор скорости частицы.

**Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.** В металлургической отрасли необходимость в дроблении и измельчении различных материалов, в том числе рудных компонентов с достаточно высоким содержанием железа, а также иных шихтовых материалов, является актуальной проблемой, которой уделяется всестороннее внимание. На основе реализации ударного воздействия в настоящее время наиболее распространенными являются машины, использующие как кинетическую энергию ударника, так и запасенную при разгоне самим материалом, подлежащим диспергированию [1].

В настоящее время все большее внимание уделяется центробежно-ударным машинам разгонного типа, в которых сырье после подачи в ротор выбрасывается из него центробежной силой на отбойные элементы и там разрушается. Преимуществом такого метода является непосредственное подведение энергии к материалу, что выгодно отличается от передачи энергии материалу посредством свободно подвешенных рабочих элементов в молотковой дробилке. Это обусловлено тем, что сокращение кинематических пар и возникающих при этом сил трения и восстановления молотков в радиальное положение повышает общий коэффициент полезного

действия дробильно-измельчительной машины в целом.

В связи с тем, что эффективность разрушения материалов в данных машинах напрямую зависит от скорости их вылета из ротора, главным направлением исследований остается выявление условий увеличения скорости, аналитически определяемой решением дифференциального уравнения вылета частицы из ротора. При этом начальным условием выступают параметры подачи сырья в дробилку.

**Объектом исследования** является технологический процесс обеспечения подачи исходного материала в дробильно-измельчительную машину разгонно-ударного типа.

**Предмет исследования** — закономерности влияния параметров геометрии профиля распределительного устройства для подачи материала под действие центробежных сил вращающегося ротора.

**Задачи исследования** — определение параметров геометрии профиля распределительного устройства для подачи сырья под действие центробежных сил вращающегося ротора, при которых достигаются более эффективные условия взаимодействия материала с разгонными лопастями ротора.

**Методика исследований.** Расчетные аналитические методы изучения движения

материальной точки по профилю, имеющему форму конуса и брахистохроны, на основе основного уравнения динамики и численное решение дифференциальных уравнений движения материальной точки.

**Изложение материала и его результаты.** Типовая кинематическая схема центробежно-ударной дробильно-измельчительной машины, реализующей выброс материала из ротора, приведена на рисунке 1.

Известные ранее исследования условий работы подобных устройств [2] выявили, что разные вариации возможности движения исходного сырья могут приводить к понижению скорости его выброса из ротора, тем самым не обеспечивая способность его эффективного разрушения. Таким образом, для повышения эффективности функционирования разгонно-ударной дробильно-измельчительной машины требуется обеспечить ей необходимую предударную скорость. Однако с возрастанием угловой частоты вращения ротора по квадратичной зависимости увеличиваются и затраты энергии, что крайне нежелательно.

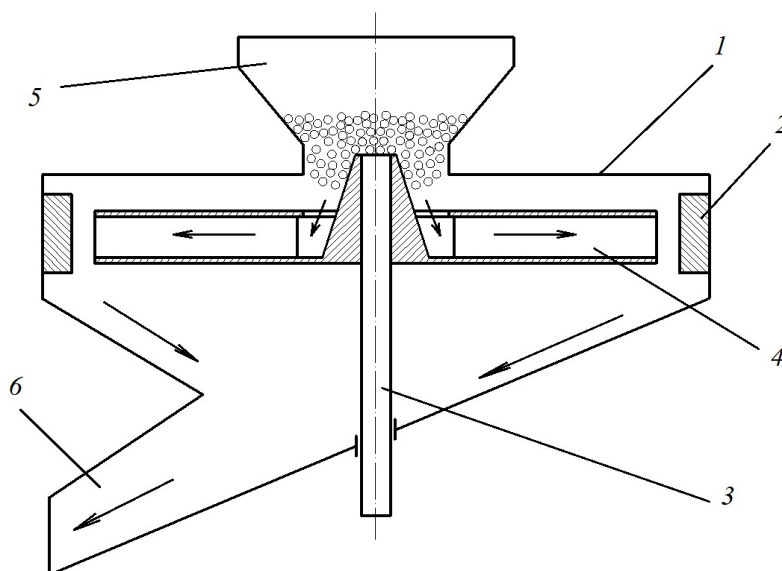
В. А. Елисеев [2] считал, что в первую очередь необходимо уточнить возмож-

ность повышения скорости вылета частицы материала с разгонной лопасти без увеличения числа его оборотов вращения центробежно-ударной дробилки, что может явиться основой экономии электроэнергии, расходуемой приводом машины.

Данную возможность на первоначальном этапе реально обеспечить путем улучшения условий захвата частицы лопастным ротором при всех иных неизменных параметрах геометрии и кинематики.

Увеличение скорости движения частицы, а также более корректное направление ее движения возможны за счет изменения формы входного конуса (рис. 2, а) к профилю, имеющему форму брахистохроны (рис. 2, б).

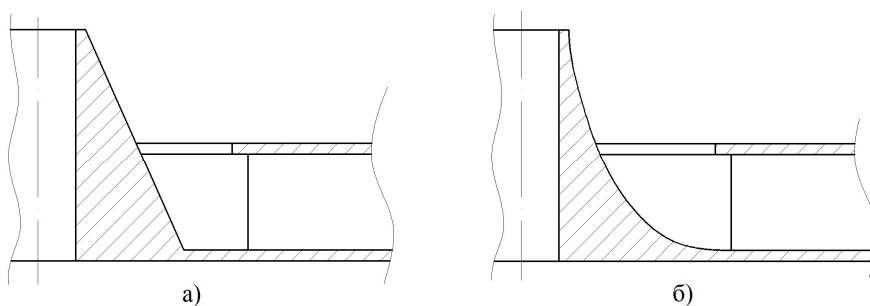
Известная типовая задача о брахистохроне (рис. 3) и методика ее первого решения принадлежат Иоганну Бернулли [3, 4]. Условием выступает то, что из некоторой точки *A* перемещается тело *M* (в виде материальной точки) при отсутствии начальной скорости. Необходимо определить траекторию его движения, обеспечивающую самую высокую скорость прибытия в точку *B* под влиянием силы тяжести.



1 — корпус, 2 — отбойная поверхность, 3 — вал, 4 — лопасти, 5 — загрузочный патрубок, 6 — выгрузочное приспособление

Рисунок 1 Центробежно-ударная дробилка





а) конусный профиль; б) профиль в виде брахистохроны

Рисунок 2 Форма профиля входной области

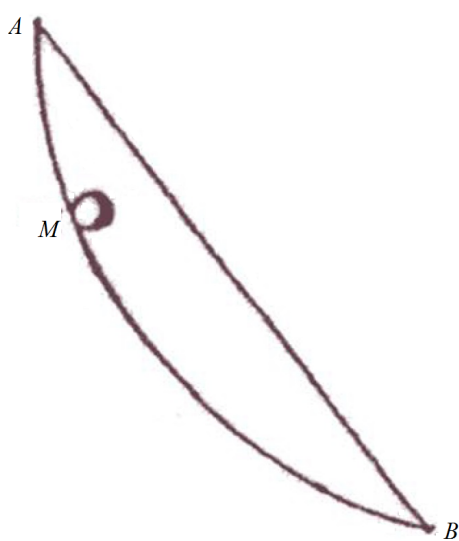
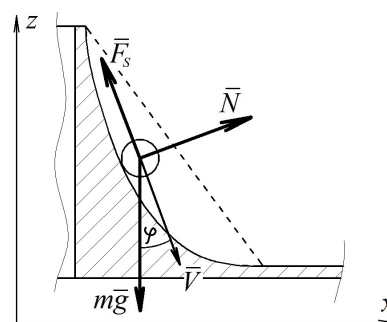


Рисунок 3 Оригинальный рисунок к постановке задачи о брахистохроне в журнале Acta Eruditorum 1696 г.

Рассмотрим скольжение материальной точки, имеющей постоянную массу и движущейся по криволинейной поверхности под действием поля силы тяжести. На данную точку оказывает воздействие сила сухого трения  $F_S$  и составляющая реакции опоры  $N$  в направлении, перпендикулярном вектору скорости  $V$  (рис. 4).

Рисунок 4 Схема сил, действующих на материальную точку массой  $m$ 

Уравнения движения рассматриваемой материальной точки имеют вид

$$\begin{cases} m\ddot{x} = N \cdot \cos \varphi - F_S \cdot \sin \varphi, \\ m\ddot{z} = N \cdot \sin \varphi + F_S \cdot \cos \varphi - mg, \end{cases} \quad (1)$$

где  $\varphi$  — угол между вектором скорости и направлением силы тяжести.

Величина силы сухого трения определяется с помощью закона Кулона [5]  $F_S = k \cdot |N|$ , где  $k$  — постоянный коэффициент трения.

После необходимых преобразований система уравнений движения (1) будет выглядеть следующим образом [4]

$$\begin{cases} \dot{x} = V \cdot \sin \varphi, \\ \dot{z} = -V \cdot \cos \varphi, \\ \dot{V} = g \cdot \cos \varphi - k \cdot V \cdot u, \\ \dot{\varphi} = \frac{\sin \varphi}{V} \cdot \frac{g \cdot [1 + k^2 + k \cdot (\psi - k) \cos 2\varphi + k \cdot (1 + k \cdot \psi) \sin 2\varphi]}{[1 - k^2 + 2k \cdot \psi + k \cdot (k - \psi) \cos 2\varphi + k \cdot (1 + k \cdot \psi) \sin 2\varphi]}, \end{cases} \quad (2)$$

где  $u$  — оптимальное управление, определяемое [4]

$$u = \frac{\frac{2g \cdot \sin \varphi}{V} (1 + k \cdot \psi)}{1 - k \left( -3\psi + 2\psi \cdot \cos^2 \varphi - 2 \sin \varphi \cdot \cos \varphi \right) - 2k^2 \cdot \sin \varphi (\sin \varphi - \psi \cdot \cos \varphi)}, \quad (3)$$

где  $\psi$  — параметр, определяемый выражением [4]

$$\psi = \frac{k \cdot \sin \varphi - \cos \varphi}{\sin \varphi + k \cdot \cos \varphi}. \quad (4)$$

Система дифференциальных уравнений (2) решается как задача Коши с начальными условиями

$$x(0) = 0; \quad z(0) = 0; \quad V(0) = 0; \quad \dots \quad \varphi(0) = 0. \quad (5)$$

Для расчетов примем коэффициент трения  $k = 0,1$ .

Для численного решения системы дифференциальных уравнений движения материальной точки использовался метод Рунге — Кутты 4-го порядка.

Полученная в результате вычислений траектория движения материальной точки представлена на рисунке 5. Изменение скорости точки с течением времени представлено на рисунке 6.

На графике изменения скорости (рис. 6) экстремум наблюдается при  $t = 0,268$  с. Расчеты показывают, что для этого момента времени скорость частицы составляет  $V = 1,419$  м/с, угол наклона вектора скорости  $\varphi = 75,23^\circ$ , а координаты материальной точки  $Z_{\max} = -0,148$  м,  $x_{\max} = 0,185$  м.

Теперь сравним полученные результаты с движением той же материальной точки по прямой наклонной поверхности, что показано на рисунке 7.

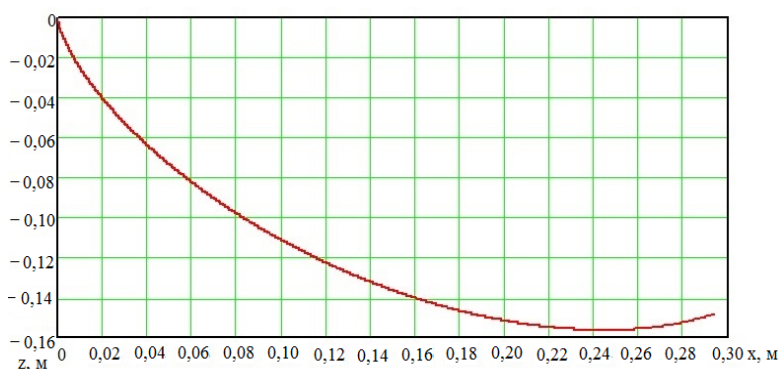


Рисунок 5 Траектория движения материальной точки при  $k = 0,1$

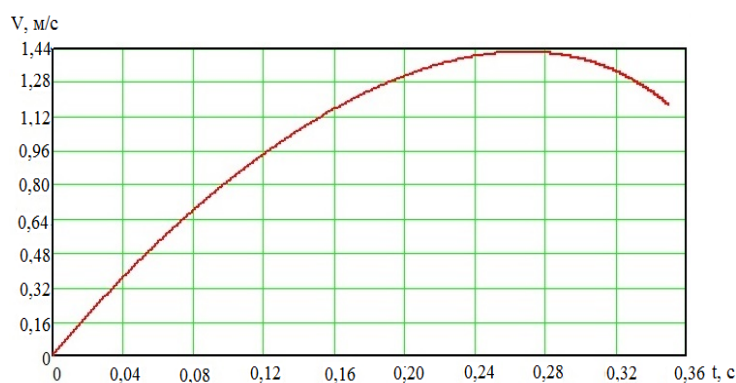


Рисунок 6 Изменение скорости материальной точки при  $k = 0,1$



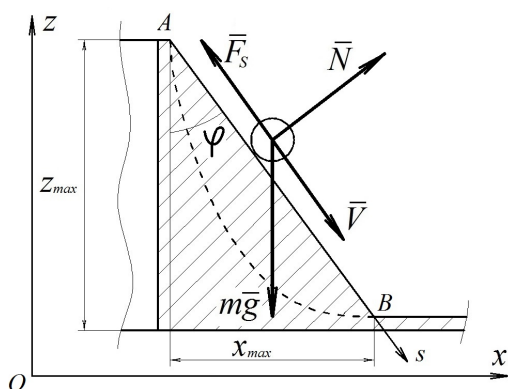


Рисунок 7 Движение частицы по прямой наклонной поверхности

Составим дифференциальное уравнение движения материальной точки по прямой наклонной поверхности с постоянным углом наклона  $\varphi = \arctg \frac{x_{\max}}{z_{\max}}$  под действием

силы тяжести  $mg$ , силы сухого трения  $F_s$  и реакции опоры  $N$  в проекции на ось  $As$ , совпадающую с направлением движения по наклонной прямой.

$$m\ddot{s} = mg \cdot \cos \varphi - F_s \cdot \sin \varphi. \quad (6)$$

В результате двойного интегрирования уравнения (6) при начальном положении частицы в точке  $A$  и начальной скорости частицы  $V_A = 0$  скорость материальной точки определяется выражением

$$V = g \cdot (\cos \varphi - k \cdot \sin \varphi) \cdot t, \quad (7)$$

а закон ее движения

$$s = g \cdot (\cos \varphi - k \cdot \sin \varphi) \cdot \frac{t^2}{2}. \quad (8)$$

### Библиографический список

1. Диспергирование материалов в разгонно-ударных дробильно-измельчительных машинах [Текст] : монография / [Э. П. Левченко, О. А. Левченко, А. М. Зинченко и др.]. — Алчевск : ДонГТУ, 2016. — 235 с.
2. Елисеев, В. А. Исследование процесса измельчения зерна ударом : автореф. дисс. ... канд. техн. наук : 05.20.01 «Технология и средства механизации сельского хозяйства» / Елисеев Владимир Алексеевич ; Моск. технол. ин-т пищ. пром-ти. — М., 1962. — 11 с.
3. Зароднюк, А. В. Оптимизация управляемого спуска и обобщенные задачи о брахистохроне : дисс. ... канд. физ.-мат. наук / А. В. Зароднюк. — М. : Механико-математический факультет МГУ, 2018. — 124 с.

Отсюда следует, что время, за которое частица достигнет точки  $B$ , составит  $t_{\max} = 0,297$  с. При достижении частицей точки  $B$  ее скорость составит 1,594 м/с. Угол наклона поверхности  $\varphi = 51,35^\circ$ .

Для определения эффективности предложенного профиля сравним проекции скоростей частицы в точке  $B$  на ось  $Ox$ .

При профиле в виде брахистохроны  $V_x^B = 1,372$  м/с, при конусном профиле  $V_x^B = 1,245$  м/с. Разница составляет 9,26 %.

**Выводы и направление дальнейших исследований.** Таким образом, в результате проведенных расчетов и сравнения двух профилей входного участка центробежно-ударной дробилки, выявлено, что применение профиля в виде брахистохроны увеличивает скорость движения частиц разрушаемого материала на 9,26 %, что должно повысить эффективность дробления. Кроме того, в результате применения профиля в виде брахистохроны вектор скорости частицы на подходе в область вращающихся лопастей на 31,74 % становится ближе к естественной траектории движения частицы в радиальном направлении.

В качестве направления развития дальнейших исследований предполагается изучение действия других сил, которые могут оказывать влияние на поведение измельчаемого материала при работе разгонно-ударной машины, что позволит достичь более высоких показателей ее работы при измельчении материалов.

4. Вондрухов, А. С. Брахистохрона при действии разгоняющей силы, а также сухого и вязкого трения : дисс. ... канд. физ.-мат. наук. — М. : Механико-математический факультет МГУ, 2016. — 58 с.

5. Никитин, Н. Н. Курс теоретической механики [Текст] : учебник для студ. машиностроит. и приборостроит. спец. вузов / Н. Н. Никитин. — [5-е изд., перераб. и доп.]. — М. : Высшая школа, 1990. — 608 с. : ил. + прил.

© Бревной А. А.

© Бревнова О. В.

© Левченко Э. П.

*Рекомендована к печати д.т.н., проф., зав. каф. АТ ЛГУ им. В. Даля Замотой Т. Н.,  
к.т.н., доц., зав. каф. ММК ДонГТИ Вишневским Д. А.*

*Статья поступила в редакцию 15.10.2020.*

**PhD in Engineering Brevnov A. A., Brevnova O. V., PhD in Engineering Levchenko E. P.**

*(DonSTI, Alchevsk, LPR, abrevnov@list.ru)*

#### **COMPARATIVE ANALYSIS OF MATERIAL SUPPLY CONDITIONS TO ACCELERATION-IMPACT CRUSHER**

*The article is devoted to analyzing the conditions of raw material supply into working space of crushing-grinding machine of acceleration-impact type, intended for impact material destruction, under kinetic energy of rotating rotor. The proposed method allows to perform comparative assessment of particle movement over the surface of distributing cone-shape device with a section of brachistochrone form.*

**Key words:** *acceleration-impact crusher, comparative analysis, brachistochrone, particle rate vector.*

УДК 621.926.323+531(14+395)

Мележик Р. С.,  
к.т.н. Власенко Д. А.  
(ДонГТИ, г. Алчевск, ЛНР, [ruslan.melezhik@yandex.ua](mailto:ruslan.melezhik@yandex.ua))

## ИССЛЕДОВАНИЕ ДИНАМИКИ ВАЛКОВОЙ ДРОБИЛКИ В ПРОЦЕССЕ ДРОБЛЕНИЯ МАТЕРИАЛА

*На основании второго закона Ньютона разработана математическая модель динамики вала при разрушении материала между бандажами. В результате аналитических исследований получена зависимость величины перемещения вала по направляющей станины от усилия дробления и усилия предварительной затяжки пружин. Проведен сравнительный анализ динамики дробилки ДЧГ 900×700 при фракционной подготовке различного вида сырья. Предложены рекомендации по предварительному усилию затяжки пружин натяжного устройства для обеспечения рациональных условий работы дробильной машины при измельчении различных видов твердого топлива.*

**Ключевые слова:** валковая дробилка, валок, динамика движения, дифференциальное уравнение движения, перемещение, величина предварительного сжатия пружин.

**Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.** Валковые дробилки применяются для измельчения различного рода материалов путем раздавливания куса между бандажами валков. Достоинствами этих дробилок являются: высокая однородность формы готового продукта, относительная простота конструкции и технического обслуживания, а также надежность и эффективность работы. Все это позволило валковым дробилкам различных конструкций найти широкое применение практически во всех отраслях промышленности. Вместе с тем, как и у любого оборудования, у этих дробилок существует ряд недостатков, таких как: неравномерный износ рабочей поверхности валков, налипание влажного материала на валки, возможность перекоса вала при настройке пружинного натяжного устройства, а также возникновение значительных динамических нагрузок, действующих на отдельные узлы при работе дробилки [1].

Таким образом, изучение динамики рабочих органов валковых дробильных машин, совершенствование конструкции и повышение надежности механизмов валковых дробилок являются актуальными объектами исследований. В большинстве случаев раз-

работки в данном направлении ориентированы на изменение формы рабочей поверхности вала с целью повышения износостойкости и производительности, модернизацию натяжного устройства дробилки, определение конструктивно-технологических параметров машины и т. д. В то же время вопросы, касающиеся динамики дробилки, в большинстве работ не рассматривались либо затрагивались поверхностно. Научные исследования, касающиеся перемещения валков в станинах, нашли свое отражение в работах ряда ученых [2, 3].

**Постановка задачи.** Задачей данного исследования является математическое моделирование перемещения натяжного вала в процессе дробления материала между бандажами валковой дробилки на основании второго закона Ньютона — дифференциального закона механического движения.

**Изложение материала и его результаты.** Для математического моделирования процесса перемещения неприводного вала в направляющих станины валковой дробилки необходимо принять следующие допущения:

– проникновение куса материала в рабочую зону происходит в результате его захвата вращающимися валками;

– влиянием вращения валков на динамику процесса пренебрегаем, то есть не учитываем их биение из-за дисбаланса;

– перекося рабочего валка при моделировании не учитываем;

– неподвижный валок по теории колебаний лишается инертной составляющей массы [4], так как не совершает возвратно-поступательного движения (предполагаем, что его опоры статичны).

Процесс возникновения и протекания перемещения подвижного валка довольно сложный при моделировании, поэтому были рассмотрены условия движения рабочего органа в валковой дробилке при наложении на него максимально возможной силы дробления, возникающей при раздробливании куска. При этом на величину перемещения валка по направляющим будут влиять: усилие дробления, зависящее от размеров кусков измельчаемого материала, его прочности и объема подаваемой порции; сила инерции натяжного валка; сила трения, возникающая в результате движения между подшипниковой опорой и станиной дробилки; усилие от деформации пружин при перемещении; сила предварительного натяжения пружины.

Натяжное устройство в валковой дробилке обеспечивает возможность перемещения натяжного валка в противоположную сторону от неподвижного при попадании трудно разрушающихся материалов или металла и снижение динамических нагрузок на подшипники.

Сформулируем задачу динамики, в которой дробильная машина, представленная в виде устройства, состоящего из приводного и натяжного валков, оснащенных амортизирующим натяжным устройством, взаимодействует с куском дробимого материала (рис. 1).

Рассмотрим ситуацию, когда между рабочими поверхностями двух валков находится кусок дробимого материала.

Для качественной и количественной оценки перемещений процессов необходимо знать как характеристики динамиче-

ской системы, так и характеристики источника возмущения.

Для решения поставленной задачи опишем систему «вал — амортизатор — направляющая», представленную на рисунке 1, с помощью дифференциального закона движения (второго закона Ньютона [5]) в векторном виде

$$\bar{F}_{ин} + \bar{F}_{др} + \bar{F}_{тр} + \bar{F}_{пр} + \bar{F}_{н.жс.} = 0, \quad (1)$$

где  $\bar{F}_{ин}$  — вектор силы инерции валка, Н;  $\bar{F}_{др}$  — вектор силы, возникающей при дроблении материала [6], Н;  $\bar{F}_{тр}$  — вектор силы трения между направляющими станины дробилки и подшипниковой опорой валка, Н;  $\bar{F}_{пр}$  — вектор силы, возникающей от деформации пружины при перемещении валка, Н;  $\bar{F}_{н.жс.}$  — вектор силы от предварительного сжатия пружины, Н.

Для определения закономерности движения валка рассмотрим задачу взаимодействия сил в плоскости, спроецированной на плоскость  $xOy$  (рис. 2).

Определяем проекции сил в декартовой системе координат на ось  $Ox$  в дифференциальном виде по формулам (2–7).

Сила инерции валка (согласно принципу Д’Аламбера) [5]

$$F_{ин} = m\ddot{x}, \quad (2)$$

где  $m$  — масса валка, кг;  $\ddot{x}$  — ускорение линейного перемещения валка, м/с<sup>2</sup>.

Сила дробления, возникающая в дробилке при разрушении определенной порции материала [6]

$$F_{др.x} = F_{др} \cos \alpha_{к.ср.}, \quad (3)$$

где  $F_{др}$  — сила, действующая на валок в процессе дробления и располагающаяся под углом, Н;  $\alpha_{к.ср.}$  — угол, характеризующий точку приложения равнодействующей силы от суммарного давления в процессе деформации и разрушения материала валками [6], рад.

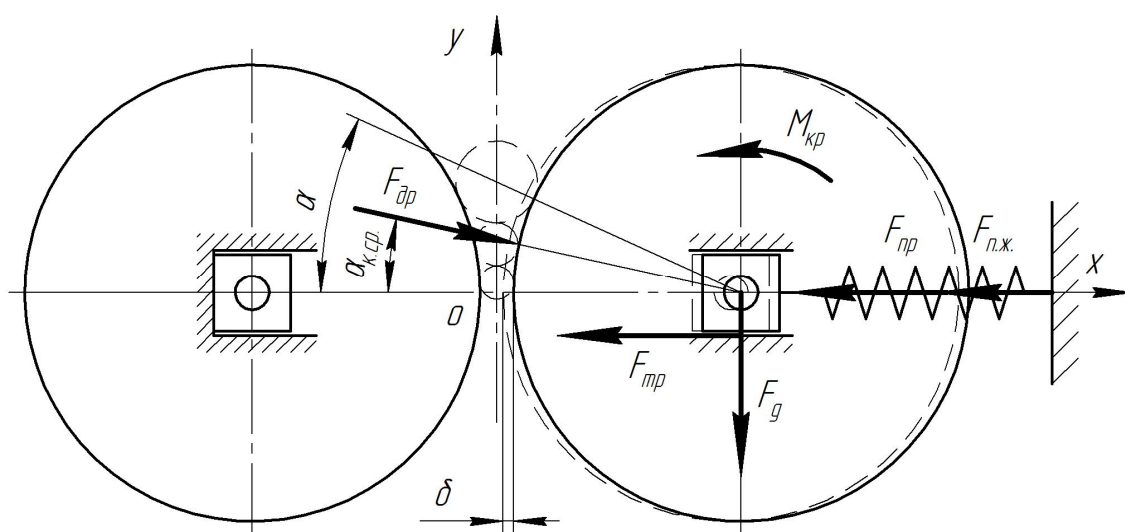


Рисунок 1 Расчетная схема нагрузок для определения закона перемещений валка валковой дробилки

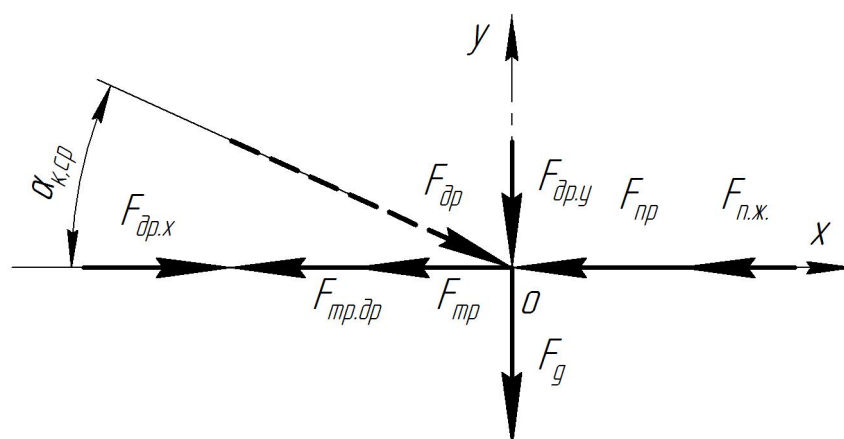


Рисунок 2 Схема сил, действующих на валок дробилки в декартовой системе координат

Сила трения, возникающая между направляющими станины и подшипниковой опорой валка от силы тяжести [7]

$$F_{mp} = mg\eta, \quad (4)$$

где  $g$  — ускорение свободного падения,  $\text{м/с}^2$ ;  $\eta$  — коэффициент трения скольжения стали по стали.

Сила трения, возникающая от силы дробления [7]

$$F_{mp.dp.} = F_{dp} \sin \alpha_{k.sp.} \eta. \quad (5)$$

Сила от сжатия пружины [8]

$$F_{np} = kx, \quad (6)$$

где  $k$  — жесткость пружины,  $\text{Н/м}$ ;  $x$  — деформация пружины,  $\text{м}$ .

Сила, возникающая в результате предварительного сжатия пружины [8]

$$F_{n.ж.} = kX, \quad (7)$$

где  $X$  — величина предварительного сжатия пружины,  $\text{м}$ .

На основании уравнений (1–7) дифференциальное уравнение движения валка дробилки при раздрабливании порции материала относительно оси абсцисс выглядит следующим образом

$$m\ddot{x} - F_{dp.x} + mg\eta + F_{mp.dp.} + kx + kX = 0. \quad (8)$$

Преобразовав формулу (8), получим следующий результат

$$\ddot{x} = \frac{F_{\partial p.x} - F_{mp.\partial p.} - kx - kX}{m} - g\eta. \quad (9)$$

Выполним решение дифференциального уравнения методом интегрирования по частям [9]. Разделим обе части уравнения на множитель при производной  $\dot{x}$ . При этом получаем уравнение

$$\frac{\left( \frac{F_{\partial p.x} - F_{mp.\partial p.} - kx - kX}{m} - g\eta \right) \frac{d}{dt}x(t)}{\frac{d^2}{dt^2}x(t)}. \quad (10)$$

Решаем полученное уравнение (10) путем умножения обеих частей на  $dx$  и взятия интегралов от этих частей

$$\int \frac{\left( \frac{F_{\partial p.x} - F_{mp.\partial p.} - kx - kX}{m} - g\eta \right) \frac{d}{dt}x(t)}{\frac{d^2}{dt^2}x(t)} dt. \quad (11)$$

Общее решение уравнение (11) имеет вид

$$x(t) = C_1 e^{-t\sqrt{\frac{k}{m}}} + C_2 e^{t\sqrt{\frac{k}{m}}} + \frac{F_{\partial p.x} - F_{mp.\partial p.} - gm\eta}{k} - X, \quad (12)$$

где  $t$  — время движения вала, с.

Постоянные интегрирования  $C_1$  и  $C_2$  определяются из начальных условий движения вала при  $t = 0$

$$x(t) = 0; \dot{x}(t) = 0. \quad (13)$$

Исходя из этих условий (с учетом значений  $F_{\partial p.x}$  и  $F_{mp.\partial p.}$ ), формула для определения величины перемещения принимает следующий аналитический вид

$$\delta = \frac{2 \sinh \left( \frac{t\sqrt{\frac{k}{m}}}{2} \right)^2 \cdot (kX - F_{\partial p} (\cos \alpha_{\kappa.cp.} - \sin \alpha_{\kappa.cp.} \eta) + \eta gm)}{k}. \quad (14)$$

Период колебания вала определяется как (использована модель пружинного маятника) [5]

$$T = 2\pi \sqrt{\frac{m}{k}}. \quad (15)$$

Принимая во внимание, что функция гиперболического синуса принимает максимальное значение при величине угла, равном  $\frac{\pi}{2}$ , который соответствует половине периода колебаний (15), формула (14) примет вид

$$\delta = \frac{2 \cdot (F_{\partial p} (\cos \alpha_{\kappa.cp.} - \sin \alpha_{\kappa.cp.} \eta) - kX - \eta gm)}{k}. \quad (16)$$

Величину предварительной затяжки пружин определяем из уравнения (16)

$$X = \frac{2F_{др}(\cos\alpha_{к.ср.} + \sin\alpha_{к.ср.}\eta) - 2\eta gm - \delta k}{2k}. \quad (17)$$

На графике (рис. 3) отображены функции перемещения вала от времени в зависимости от усилия дробления при следующих параметрах: сила дробления  $F_{др.x1}=3\cdot 10^4$  Н,  $F_{др.x2}=4\cdot 10^4$  Н,  $F_{др.x3}=5\cdot 10^4$  Н; величина предварительного сжатия пружины натяжного устройства  $X = 3\cdot 10^{-3}$  м.

Для сравнительного анализа результатов определения величины перемещения натяжного вала, зависящей от усилия предварительной затяжки пружины, представлен график (рис. 4) при следующих технико-технологических параметрах: сила дробления  $F_{др.x} = 5\cdot 10^4$  Н; угол, характеризующий точку приложения равнодействующей силы от суммарного давления в процессе деформации и разрушения материала валами,  $\alpha_{к.ср.} = 0,07$  рад; коэффициент трения скольжения стали по стали  $\eta = 0,12$ ; жесткость комплекта пружин натяжного устройства дробилки  $k = 6,25\cdot 10^6$  Н/м; величина предварительного сжатия пружин  $X = 3\ldots 7\cdot 10^{-3}$  м; масса вала  $m = 4358$  кг.

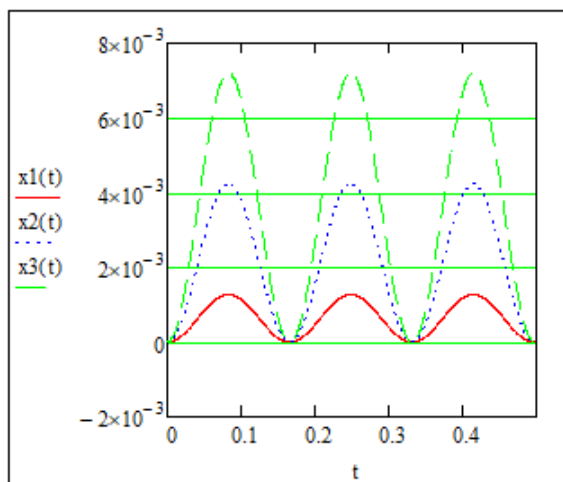


Рисунок 3 График зависимости предварительного натяжения пружин от величины усилия дробления

Из анализа графика видно, что при увеличении предварительного натяжения пружин значение перемещения натяжного вала падает по убывающей линейной зависимости.

На графике (рис. 5) представлен анализ результатов определения величины перемещения натяжного вала, зависящей от силы дробления  $F_{др.x} = 1\ldots 5\cdot 10^4$  Н, при величине предварительного сжатия пружины  $X = 0$  м.



Рисунок 4 График зависимости перемещения вала дробилки от величины предварительного натяжения пружины

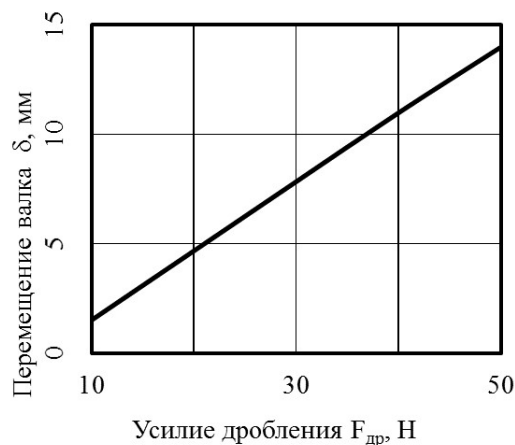


Рисунок 5 График зависимости перемещения вала дробилки от величины усилия дробления

Из анализа графика видно, что при увеличении усилия дробления значение перемещения натяжного вала возрастает по возрастающей линейной зависимости и возрастает величина перемещения вала в направляющих станины.

**Выводы и направление дальнейших исследований.** В работе предложена математическая модель перемещения натяжного вала в направляющей станины валковой дробилки.

На основании данной модели получены зависимости для определения величины перемещения вала. Выявлено влияние усилия дробления и предварительного натяжения пружины на величину перемещения.

Получена зависимость для определения предварительной затяжки пружин натяжного устройства при определенных условиях наложения сил дробления на рабочий орган, которая позволит в дальнейшем

предложить рекомендации по настройке натяжного устройства дробилок при измельчении различных видов сырья в валковых дробилках.

В дальнейшем перспективным и необходимым направлением развития данных исследований является проверка достоверности математической модели перемещения натяжного вала в направляющей станины валковой дробилки с помощью лабораторных, а в дальнейшем и промышленных (в условиях агломерационного цеха Филиала № 12 ЗАО «Внешторгсервис») экспериментов, что, в свою очередь, позволит использовать полученные зависимости при обосновании технико-эксплуатационных характеристик различных валковых дробилок с конкретными конструктивными параметрами при измельчении и дроблении различных видов каменно-рудного сырья.

### Библиографический список

1. Клушанцев, Б. В. Дробилки. Конструкция, расчет, особенности эксплуатации [Текст] / Б. В. Клушанцев, А. И. Косарев, Ю. А. Музыземек. — М. : Машиностроение, 1990. — 320 с.
2. Пожидаев, Ю. А. Повышение эффективности эксплуатации валковых дробилок [Текст] : дис. ... к-та. техн. наук : 05.05.06 / Пожидаев Юрий Александрович ; Уральский гос. горн. ун-т. — Екатеринбург, 2017. — 180 с.
3. Хруцкий, А. А. Аналитические исследования динамики двухвалковой дробилки с качающимся валком [Текст] / А. А. Хруцкий, К. В. Федоренко // Качество минерального сырья. — Кривой Рог : Криворожский техн. ун-т, 2011. — С. 366–370.
4. Пановко, Я. Г. Основы прикладной теории колебаний и удара [Текст] / Я. Г. Пановко. — Л. : Политехника, 1990. — 272 с.
5. Никеров, В. А. Физика для вузов. Механика и молекулярная физика [Текст] / В. А. Никеров. — М. : Дашиков и Ко, 2012. — 136 с.
6. Власенко, Д. А. Уточненная методика определения энергосиловых параметров процесса измельчения в валковых дробилках [Текст] / Д. А. Власенко // Вестник ДонНТУ. — Донецк : ГОУ ВПО «ДонНТУ», 2019. — № 3 (21). — С. 3–9.
7. Самойлов, В. Н. Сила трения. Трение скольжения на атомном уровне и «вакуумное» (бесконечное) трение [Текст] / В. Н. Самойлов. — М. : ООП Физического фак-та МГУ, 2006. — 25 с.
8. Пономарев, С. Д. Расчет упругих элементов машин и приборов [Текст] / С. Д. Пономарев, Л. Е. Андреева. — М. : Машиностроение, 1980. — 326 с.
9. Ипатова, В. М. Дифференциальные уравнения. Методы решений [Текст] : учеб. пособ. / В. М. Ипатова, О. А. Пыркова, В. Н. Седов. — М. : МФТИ, 2012. — 140 с.

© Мележик Р. С.

© Власенко Д. А.

Рекомендована к печати к.т.н., проф. каф. ПГМ ДонГТИ Левченко Э. П.,  
к.т.н., доц. каф. ОДАДИ ДонНТУ Ткачевым М. Ю.



*Статья поступила в редакцию 19.10.2020.*

**Melezhik R. S., PhD in Engineering Vlasenko D. A. (DonSTI, Alchevsk, LPR, ruslan.melezhik@yandex.ua)**  
**STUDY OF ROLL CRUSHER DYNAMICS DURING MATERIAL CRUSHING**

*Based on Newton's second law, a mathematical model of roll dynamics during material rupture between tyres was developed. As a result of analytical studies, the dependence of value of the roll movement along the bed shear on the crushing force and the spring pre-tightening force is obtained. Comparative analysis of the dynamics of the ДЧГ 900×700 crusher was carried out during fractional preparation of various types of raw materials. Recommendations on preliminary tightening force of tension device springs are proposed to ensure rational operating conditions of crushing machine during grinding of different types of solid fuel.*

**Key words:** roll crusher, roll, dynamic motion, differential equation of motion, displacement, preliminary pressing value of springs.

**ТРЕБОВАНИЯ**  
**к рукописям научных статей в сборник научных трудов**  
**государственного образовательного учреждения**  
**высшего образования Луганской Народной Республики**  
**«Донбасский государственный технический институт»**

Научные статьи, предоставляемые в редакцию, должны соответствовать требованиям ВАК МОН ДНР (Приложение 1 к правилам формирования в уведомительном порядке перечня рецензируемых научных изданий, в которых должны быть опубликованы основные научные результаты диссертаций на соискание учёной степени кандидата наук, на соискание учёной степени доктора наук (п. 4)) и базовым издательским стандартам по оформлению статей по ГОСТ 7.5–98 «Журналы, сборники, информационные издания».

Сборник научных трудов издаётся не менее 4 раз в год. Сборник формирует информационный отдел: 94204, г. Алчевск, пр. Ленина, 16, ДонГТИ; тел./факс: (06442) 2-68-87, e-mail: [info@dstu.education](mailto:info@dstu.education) (тема: для редакции сборника научных трудов ГОУ ВО ЛНР «ДонГТИ»); секретарь редакционной коллегии Скомская Светлана Анатольевна.

Сборник содержит следующие разделы: «Науки о земле», «Металлургия и материаловедение», «Машиностроение и машиноведение», «Строительство и архитектура».

Представляемые в статье материалы должны быть актуальными, отвечать новым достижениям науки и техники, иметь практическую значимость, соответствовать направленности сборника и представлять интерес для широкого круга специалистов.

Название статьи должно быть лаконичным и понятным, включать в себя объект и предмет исследований, иметь прямое отношение к области исследований и её результатам.

Обязательные элементы статьи:

- 1) постановка проблемы, обоснование её актуальности;
- 2) анализ последних исследований и публикаций по данной проблеме, вскрытие их недостатков и противоречий;
- 3) выделение не решённых ранее частей общей проблемы, которым посвящается данная статья;
- 4) формулирование цели, идеи, объекта и предмета исследований, постановка задач исследований;
- 5) описание и обоснование принятой методики исследований;
- 6) изложение основного материала теоретических и (или) экспериментальных исследований с обоснованием достоверности полученных научных результатов;
- 7) выводы о научной новизне и практической ценности результатов, направление дальнейших исследований.

По решению редколлегии в каждом номере сборника может быть опубликовано не более одной статьи обзорного характера, включающей большую часть рекомендованных выше основных элементов.

Редакция оставляет за собой право отклонять рукописи обзорного и компилятивного характера с нечётко сформулированными научными результатами, новизна и достоверность которых недостаточно обоснованы.

Результаты работы не должны предоставляться в виде тезисов.

Ответственность за нарушение авторских прав, несоблюдение действующих стандартов и недостоверность приведённых в статье данных полностью несут авторы статьи.

Статья должна сопровождаться:

- внутренней и внешней рецензиями;

– лицензионным договором с автором(и).

Текст статьи предоставляется на электронном носителе и в печатном виде, сопроводительная документация только в печатном виде.

Рекомендуемое количество авторов статьи — до 3-х человек. При необходимости, по решению редколлегии, количество авторов может быть увеличено до 5-ти.

Языки предоставления статей: русский, английский.

## ТРЕБОВАНИЯ К ОФОРМЛЕНИЮ

Текст рукописи статьи от 5 до 10 страниц в книжной ориентации на белой бумаге формата А4 (210×297 мм) с полями: верхнее, нижнее — 27 мм; левое, правое — 24 мм. Различать колонтитулы чётных и нечётных страниц: от края до верхнего колонтитула — 2 см; от края до нижнего колонтитула — 2 см. Страницы не нумеруются. Рукопись статьи оформляется с применением редактора **MS Word в формате, полностью совместимом с Word 97–2003**: шрифт — Times New Roman, размер — 12 пт, интервал — одинарный, выравнивание — по ширине, абзацный отступ — 0,5 см.

Функция «Автоматическая расстановка переносов» должна быть **активирована**. Весь материал подаётся в чёрно-белом оформлении (без градиентов серого или цветовой палитры).

**Не допускается** использование списков (маркированных и нумерованных) и элементов «Надпись». **Запрещено использование стилей!**

### *Оформление статей*

Статья подаётся отдельным файлом «*Статья.doc*».

УДК проставляется вверху, выравнивание по левому краю, шрифт полужирный, без абзацного отступа. УДК можно определить самостоятельно с помощью классификатора <https://teacode.com/online/udc>. Проверить корректность расшифровки известного УДК можно здесь — <http://scs.viniti.ru/udc/Default.aspx>.

Через один интервал — учёная степень, фамилия, инициалы, разделённые пробелом. С новой строки в круглых скобках через запятую — название организации, название города, страны, e-mail автора. Шрифт полужирный, курсив, выравнивание по правому краю, без абзацного отступа.

С новой строки — название статьи. Выравнивание по центру, шрифт Arial, полужирный, видоизменение — все прописные, без абзацного отступа, интервал перед и после абзаца — 12 пт, с запретом автоматического переноса слов в абзаце. **Не допускается** набор всего названия заглавными буквами (Caps Lock).

С новой строки — краткая аннотация на языке статьи: размер шрифта — 11 пт, курсив. В аннотации сжато излагается формулировка задачи, которая решена в статье, и приводятся полученные основные результаты.

После аннотации с новой строки — ключевые слова (6–8 слов на языке статьи), курсивом, размером 11 пт, интервал после абзаца — «Авто». Фраза «Ключевые слова:» выделяется полужирным начертанием.

С новой строки — текст статьи в **две колонки** одинаковой ширины, промежуток между колонками — 0,5 см.

Слова «рисунок» и «таблица» при упоминаниях в тексте пишутся полностью (пример: «... на рисунке 2 ...»), а в ссылках в конце предложения — сокращённо в скобках (примеры: «... схема инвертора (рис. 2).», «... получены экспериментальные данные (табл. 4).»).

После текста статьи полужирным шрифтом размером 11 пт располагается заголовок «Библиографический список»: интервал перед абзацем — 12 пт, после абзаца — 8 пт, выравнивание по левому краю.

Библиографический список оформляется согласно ГОСТ 7.1-2003 «Библиографическая запись. Библиографическое описание. Общие требования и правила составления» размером 11 пт, курсивом и должен быть составлен в порядке упоминания в тексте. Ссылки на литературу в тексте статьи заключаются в квадратные скобки. Рекомендованное количество ссылок — не более восьми источников с датой их издания не ранее чем 20 лет назад.

### **Оформление аннотаций отдельным файлом**

Аннотация и ключевые слова дополнительно подаются на языке статьи отдельным файлом «*Аннотация.doc*», размером шрифта 11 пт.

Учёная степень, фамилия, инициалы оформляются полужирным шрифтом, без абзацного отступа, выравниванием по левому краю. В круглых скобках курсивом через запятую — название организации, название города, страны, e-mail автора. С новой строки, без абзацного отступа, выравниванием по левому краю — название статьи заглавными буквами.

С новой строки — краткая аннотация курсивом.

С новой строки — ключевые слова курсивом. Фраза «Ключевые слова:» выделяется полужирным начертанием.

**Не допускается** внедрение в текст аннотации объектов (формул, рисунков и т. д.).

### **Оформление рефератов отдельным файлом**

Реферат подаётся на языке статьи отдельным файлом «*Реферат.doc*»: размер шрифта — 11 пт, без абзацного отступа, выравнивание — по левому краю. Функция «Автоматическая расстановка переносов» должна быть **выключена**.

Фамилия, имя, отчество оформляются полужирным шрифтом.

С новой строки — учёная степень, должность.

С новой строки — название подразделения.

С новой строки через запятую — название организации, название города, страны, e-mail автора.

Через интервал повторить данные для каждого автора.

Через интервал — название статьи (полужирным начертанием).

Через интервал — текст реферата. Реферат объёмом от 200 до 300 слов исключительно общепринятой терминологии должен быть структурированным и содержать следующие элементы: цель, методика, результаты, научная новизна, практическая значимость. Фразы «Цель.», «Методика.», «Результаты.», «Научная новизна.», «Практическая значимость.» (для статьи на русском языке); «Aim.», «Technique.», «Results.», «Scientific novelty.», «Practical significance.» (для статьи на английском языке) размещаются с новой строки и выделяются полужирным начертанием. Реферат не должен повторять название статьи.

**Не допускается** внедрение в текст реферата объектов (формул, рисунков, и т. д.).

### **Рисунки**

Рисунки вставляются в текст единым объектом и могут быть представлены:

– *растровыми форматами* — gif, tiff, jpg, bmp и им подобными (качество 300 dpi);

– *векторными форматами* — emf, wmf (графики, диаграммы).

Рисунки, выполненные в программах Corel, CAD, Word и др., переводятся в один из описанных выше форматов, предпочтительно векторный.

Графический материал следует располагать непосредственно после текста, в котором он упоминается впервые, или на следующей странице. Все позиции, обозначенные на рисунке, должны быть объяснены в тексте и нанесены слева направо, сверху вниз. Перед рисунком интервал 12 пт. Выравнивание по центру, ширина в одну колонку (большие рисунки располагают на ширину страницы вверху или внизу). Рисунки размещают в тексте (не в таблицах), обтекание рисунка — «в тексте». Все рисунки подаются дополнительно отдельными файлами.

Допускается размещение пояснительных данных под иллюстрацией (подрисуночный текст) с выравниванием по центру, без абзацного отступа, размером 10 пт.

Под каждым рисунком (подрисуночным текстом) располагается надпись в формате «Рисунок № Название» с выравниванием по центру без абзацного отступа, интервалом перед и после абзаца — «Авто», размером шрифта 11пт, с запретом автоматического переноса слов в абзаце. Статья не должна заканчиваться рисунком. Рекомендуется, чтобы площадь, занятая рисунками, составляла не более 25 % общего объема статьи.

### Формулы

Абзац, содержащий формулы, должен иметь следующие параметры: выравнивание по левому краю, без абзацного отступа, интервал перед и после абзаца 6 пт, позиции табуляции — 3,93 см по центру (для расположения формулы) и 7,85 см по правому краю (для расположения номера формулы). Формулы целиком (включая размерности) выполняются с помощью редактора формул **Microsoft Equation 3** или **MathType** математическим стилем, обычное начертание шрифта (нормальный), со следующими размерами:

Full (обычный).....	12 pt
Subscript/Superscript (крупный индекс) .....	9 pt
Sub-Subscript/Superscript (мелкий индекс) .....	7 pt
Symbol (крупный символ).....	14 pt
Sub-Symbol (мелкий символ) .....	12 pt
Формат .....	по центру
Междустрочный интервал .....	200 %

**Недопустимо** масштабирование и размещение формул в табличном формате. В одном блоке формулы, попадающем на границу колонок, допускается только одна строка (многострочные формулы разбиваются на блоки).

Упоминание элементов формул в тексте статьи также выполняется в редакторе формул.

Двоеточие перед формулой не ставится, независимо от правил пунктуации.

### Таблицы

Все таблицы располагаются после упоминания в тексте и должны иметь нумерационный заголовок и название (размер шрифта 11 пт). Нумерационный заголовок (*Таблица 1*) выравнивается по правому краю над таблицей, курсив, интервал перед абзацем — 12 пт. С новой строки помещают название выравниванием по центру, без абзацного отступа, с запретом автоматического переноса слов в абзаце; интервал после абзаца — 6 пт.

Таблица выравнивается по центру контейнера, в книжной ориентации, шириной в 1 колонку (большие таблицы располагаются на ширину страницы вверх или вниз). Текст в таблице оформляется размером шрифта 11 пт или 12 пт без абзацного отступа. **Не допускается** заливка ячеек таблицы цветом. **Запрещается** располагать таблицу в альбомной ориентации. После таблицы отступается один интервал.

## СОДЕРЖАНИЕ

### НАУКИ О ЗЕМЛЕ

<i>Стариков Г. П., Шажко Я. В., Мельник Т. Н., Подрухин А. А.</i> КИНЕТИКА ВЫДЕЛЕНИЯ МЕТАНА В ГЕОДИНАМИЧЕСКИ АКТИВНЫХ ЗОНАХ .....	5
<i>Лабинский К. Н., Кустов В. В.</i> ВЛИЯНИЕ СВОЙСТВ ШАХТНЫХ ПОРОД НА ХАРАКТЕРИСТИКУ ОТКОСА И СТРУКТУРУ ТЕРРИКОНА .....	16
<i>Корчевский А. Н., Холодов К. А., Сергеев П. В.</i> РАЗРАБОТКА И АНАЛИЗ РЕГРЕССИОННОЙ МОДЕЛИ ПРОЦЕССА ОБОГАЩЕНИЯ АНТРАЦИТОВ НА КОНЦЕНТРАЦИОННОМ СТОЛЕ .....	22

### МЕТАЛЛУРГИЯ И МАТЕРИАЛОВЕДЕНИЕ

<i>Яковченко А. В., Кравцова С. И.</i> КОЭФФИЦИЕНТ УЧЕТА ИСТОРИИ НАГРУЖЕНИЯ ПРИ РАСЧЕТЕ НАПРЯЖЕНИЯ ТЕЧЕНИЯ МЕТАЛЛА В ПРОЦЕССАХ ГОРЯЧЕЙ ПРОКАТКИ .....	31
<i>Рябичева Л. А., Коробко Т. Б.</i> ТЕХНОЛОГИЯ ИЗГОТОВЛЕНИЯ НАНОСТРУКТУРНОЙ МЕДИ ИНТЕНСИВНОЙ ПЛАСТИЧЕСКОЙ ДЕФОРМАЦИЕЙ .....	40
<i>Русанов И. Ф., Куберский С. В., Мищенко И. М., Кузьменко В. Ф.</i> АНАЛИЗ РАБОТЫ АГЛОМЕРАЦИОННОГО ЦЕХА АМК В УСЛОВИЯХ НЕСТАБИЛЬНОГО ПОСТУПЛЕНИЯ ПРИРОДНОГО СЫРЬЯ .....	46
<i>Должиков В. В., Диментьев А. О., Власенко Д. А.</i> СТАТИСТИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ КОЛЕБАНИЙ ХИМИЧЕСКОГО СОСТАВА АГЛОМЕРАЦИОННОЙ ШИХТЫ И АГЛОМЕРАТА .....	53

### МАШИНОСТРОЕНИЕ И МАШИНОВЕДЕНИЕ

<i>Корнеев С. В., Зотов В. А., Доброногова В. Ю., Долгих В. П.</i> СИСТЕМА АВТОМАТИЧЕСКОГО РЕГУЛИРОВАНИЯ СКОРОСТИ ШАХТНЫХ ЛЕНТОЧНЫХ КОНВЕЙЕРОВ С УПРЕЖДЕНИЕМ .....	61
<i>Сотников А. Л., Ольшевский А. А.</i> ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЧНОСТИ И ДОЛГОВЕЧНОСТИ МЕХАНИЗМА КАЧАНИЯ КРИСТАЛЛИЗАТОРА МНЛЗ ПРИ РАЗЛИЧНЫХ РЕЖИМАХ РАБОТЫ .....	68
<i>Еронько С. П., Стародубцев Б. И., Вишневский Д. А., Орлов А. А.</i> МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССА ПРИГОТОВЛЕНИЯ ПЫЛЕУГОЛЬНОГО ТОПЛИВА .....	79
<i>Бревнов А. А., Бревнова О. В., Левченко Э. П.</i> СРАВНИТЕЛЬНЫЙ АНАЛИЗ УСЛОВИЙ ПОДАЧИ МАТЕРИАЛА В РАЗГОННО-УДАРНУЮ ДРОБИЛКУ .....	88
<i>Мележик Р. С., Власенко Д. А.</i> ИССЛЕДОВАНИЕ ДИНАМИКИ ВАЛКОВОЙ ДРОБИЛКИ В ПРОЦЕССЕ ДРОБЛЕНИЯ МАТЕРИАЛА .....	94

**CONTENT****GEOSCIENCES**

<i>Starikov G. P., Shazhko Ya. V., Melnik T. N., Podrugin A. A.</i> KINETICS OF METHANE RELEASE IN GEODYNAMICALLY ACTIVE ZONES .....	5
<i>Labinskiy K. N., Kustov V. V.</i> INFLUENCE OF MINE ROCK PROPERTIES ON SLOPE CHARACTERISTIC AND TERRICONE STRUCTURE .....	16
<i>Korchevskiy A. N., Kholodov K. A., Sergeev P. V.</i> DEVELOPMENT AND ANALYSIS OF REGRESSION MODEL OF ANTHRACITE ENRICHMENT PROCESS ON THE CONCENTRATION TABLE .....	22

**METALLURGY AND MATERIAL SCIENCES**

<i>Yakovchenko A. V., Kravtsova S. I.</i> COEFFICIENT FOR CONSIDERING LOADING HISTORY AT CALCULATING METAL FLOW STRESS IN HOT ROLLING PROCESSES .....	31
<i>Ryabicheva L. A., Korobko T. B.</i> TECHNOLOGY FOR PRODUCING NANOSTRUCTURED COPPER BY INTENSIVE PLASTIC DEFORMATION .....	40
<i>Rusanov I. F., Kuberskiy S. V., Mishchenko I. M., Kuzmenko V. F.</i> OVERVIEW THE WORK OF SINTERING SHOP OF ALCHEVSK IRON-AND-STEEL WORKS IN CONDITIONS OF UNSTABLE INPUT OF NATURAL RAW MATERIALS .....	46
<i>Dolzhikov V. V., Dimentiev A. O., Vlasenko D. A.</i> STATISTICAL STUDIES OF FLUCTUATIONS OF CHEMICAL COMPOSITION OF SINTER BURDEN AND AGGLOMERATE .....	53

**MECHANICAL ENGINEERING AND MACHINE SCIENCE**

<i>Korneev S. V., Zotov V. A., Dobronogova V. Yu., Dolgikh V. P.</i> AUTOMATIC RATE-PREDICTIVE CONTROL SYSTEM FOR MINE BELT CONVEYORS .....	61
<i>Sotnikov A. L., Olshevskiy A. A.</i> STUDY OF STRENGTH AND DURABILITY OF MOLD OSCILLATING SYSTEM IN CONTINUOUS CASTING MACHINE AT DIFFERENT OPERATING MODES .....	68
<i>Yeronko S. P., Starodubtsev B. I., Vishnevskiy D. A., Orlov A. A.</i> SIMULATION OF PULVERIZED COAL FUEL PREPARATION PROCESS .....	79
<i>Brevnov A. A., Brevnova O. V., Levchenko E. P.</i> COMPARATIVE ANALYSIS OF MATERIAL SUPPLY CONDITIONS TO ACCELERATION- IMPACT CRUSHER .....	88
<i>Melezhik R. S., Vlasenko D. A.</i> STUDY OF ROLL CRUSHER DYNAMICS DURING MATERIAL CRUSHING .....	94



**UDC 622(06) + 669(06) + 69(06) + 65.011.56 +  
+ 621.3 + 33 + 621.37 + 1**

**Collection of scientific papers  
of Donbass State Technical Institute**

**Collection**  
Issue 21 (64) 2020

**Establisher:  
SEI HE "DonSTI" (LPR)**

*Certificate of the Ministry of Communications  
and Mass Media of the LPR  
for mass media registration PI 000169  
dated 08.12.2020*

*By order of the Department of Education and Science  
of the Donetsk People's Republic of 2 May 2017  
№ 464 the Collection of scientific papers is being  
offered in the list of peer-reviewed scientific editions  
with required publications of the main scientific PhD  
and Doctor's thesis results, approved by an order of  
the Department of Education and Science of  
the Donetsk People's Republic of 1 November 2016  
№ 1134, according to annex 1*

*By order of the Department of Education and Science  
of the Lugansk People's Republic № 911-OD  
of 10.10.2018 the Collection of scientific papers of  
DonSTI is being offered in the list of peer-reviewed  
scientific editions with required publications of the  
main scientific PhD and Doctor's thesis results,  
approved by an order of the Department of Education  
and Science of the Lugansk People's Republic  
of 15 May 2018 № 477-OD*

*Recommended by academic council  
of SEI HE "DonSTI"  
(Record № 5 dated 25.12.2020)*

*Added to scientometrical database of RSCI*

Format 60×84½  
Conventional printed sheet 13,4  
Order № 398  
Circulation 100 copies  
Publishing office is not responsible for material  
content giving by author for publishing

Address of editorial office, publishing and establishing:  
SEI HE "DonSTI"  
Lenin avenue, 16, Alchevsk, LPR  
94204  
e-mail: [info@dstu.education](mailto:info@dstu.education)  
web-site: <http://www.dstu.education>

PUBLISHING AND PRINTING CENTER  
room 2113, tel/fax 2-58-59  
Certificate of State registration for mass media  
publisher, owner and distributor  
MI-SGR ID 0000055 dated 05.02.2016

**Editor-in-chief**

Kuberskyi S. V. — PhD in Engineering, Prof.,  
Acting Rector

**Deputy Editor-in-chief**

Vishnevskiy D. A. — PhD in Engineering, Asst. Prof.

**Editorial board:**

Litvinskiy G. G. — Doctor of Tech. Sc., Prof.  
Borshchevskiy S. V. — Doctor of Tech. Sc., Prof.  
Korneyev S. V. — Doctor of Tech. Sc., Prof.  
Leonov A. A. — PhD in Engineering, Asst. Prof.  
Kharlamov Yu. A. — Doctor of Tech. Sc., Prof.  
Zinchenko A. M. — PhD in Economics, Asst. Prof.  
Zelinskyi A. N. — PhD in Engineering, Prof.  
Snitko S. A. — Doctor of Tech. Sc., Prof.  
Dolzhikov V. V. — PhD in Engineering, Asst. Prof.  
Denischenko P. N. — PhD in Engineering, Asst. Prof.  
Sholukh N. V. — Doctor of Arch., Prof.  
Andriychuk N. D. — Doctor of Tech. Sc., Prof.  
Pilavov M. V. — Doctor of Tech. Sc., Prof.  
Bondarchuk V. V. — PhD in Engineering, Asst. Prof.  
Psiuk V. V. — PhD in Engineering, Asst. Prof.  
Skomskaya S. A. — secretary to the editorial board

For research scientists, PhD seekers, students of  
higher educational institutions.

Issue language:  
Russian, English

Computer layout  
*Ismailova L. M.*

© SEI HE "DonSTI", 2020  
© Chernyshova N. V., graphic cover  
design, 2020