

**МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ
И НАУКИ, МОЛОДЕЖИ И СПОРТА УКРАИНЫ**

СБОРНИК НАУЧНЫХ ТРУДОВ

Выпуск 38

**ДОНБАССКОГО
ГОСУДАРСТВЕННОГО
ТЕХНИЧЕСКОГО
УНИВЕРСИТЕТА**

Алчевск 2012

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ,
МОЛОДЕЖИ И СПОРТА УКРАИНЫ

**СБОРНИК НАУЧНЫХ ТРУДОВ
ДОНБАССКОГО ГОСУДАРСТВЕННОГО
ТЕХНИЧЕСКОГО УНИВЕРСИТЕТА**

Выпуск 38

Алчевск
2012

УДК 622(06) + 669(06) + 69(06) + 621.3 + 621.37

ББК Ия 54 + КЗя54 + Ня 54

С 41

*Постановлением президиума ВАК Украины от 9 июня 1999г. № 1-05/7
сборник научных трудов включен в перечень № 1 научных специализированных
изданий Украины в области технических наук*

*Свидетельство Госкомтелерадио Украины о регистрации
серия КВ, № 10307, от 27.12.2005*

*Рекомендовано ученым советом и редакционной коллегией ДонГТУ
(Протокол № 9 от 30 ноября 2012г.)*

Главный редактор

Заблюдский Н.Н. – докт. техн. наук

Редакционная коллегия:

С.Н. Петрушов – докт. техн. наук,
А.М. Новохатский – докт. техн. наук,
Г.Г. Литвинский – докт. техн. наук,
Р.А. Фрумкин – докт. техн. наук,
Г.В. Бабиюк – докт. техн. наук,
Г.И. Гайко – докт. техн. наук,
Н.К. Клишин – докт. техн. наук,
А.Ф. Борзых – докт. техн. наук,
П.Н. Должиков – докт. техн. наук,
З.Л. Финкельштейн – докт. техн. наук,
В.Д. Лущик – докт. техн. наук,
С.В. Корнеев – докт. техн. наук,
В.А. Ульшин – докт. техн. наук,
А.И. Давиденко – докт. техн. наук,
Г.Я. Дрозд – докт. техн. наук,
В.Н. Ульяницкий – канд. техн. наук,
Ю.Э. Паэранд – канд. техн. наук,
С.А. Скомская – секретарь редакционной коллегии

**Сборник научных трудов Донбасского государственного
технического университета. Вып. 38 – Алчевск: ДонГТУ, 2012 – 415 с.**

ISSN 2077-1738

В сборнике помещены статьи, описывающие современные научные тенденции в разработке полезных ископаемых, металлургии, строительстве, электротехнике и радиотехнике.

Для научных сотрудников, аспирантов, студентов высших учебных заведений.

УДК 622(06) + 669(06) + 69(06) + 621.3 + 621.37

ББК Ия 54 + КЗя54 + Ня 54

ISSN 2077-1738

© ДонГТУ, 2012

© дизайн обложки, Н.В. Чернышова, 2009

Адрес электронной почты: info@dmmi.edu.ua

**РАЗРАБОТКА
ПОЛЕЗНЫХ
ИСКОПАЕМЫХ**

*д.т.н. Окалелов В.Н.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

ПРОГНОЗНАЯ ОЦЕНКА МЕТАНООБИЛЬНОСТИ ОЧИСТНЫХ ЗАБОЕВ ПО ДАННЫМ ГЕОЛОГИЧЕСКОЙ РАЗВЕДКИ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ

Наведена методика оцінки метановості лав за даними геологічної розвідки вугільних родовищ.

***Ключові слова:** метановість, очисні вибої, вугільні пласти.*

Приведена методика оценки метанообильности лав по данным геологической разведки угольных месторождений.

***Ключевые слова:** метанообильность, очистные забои, угольные пласти.*

В основе методов прогноза метанообильности горных выработок лежит прогноз природной метаноносности угольных пластов и пород. На стадии геологоразведки она устанавливается по данным опробования с помощью керногазонаборников (КГН). Построенные по ним прогнозы характеризуются в большинстве случаев весьма значительной изменчивостью метаноносности по площади пластов, что существенно усложняет прогноз метанообильности лав. Кроме того, сопоставление метаноносности, полученной по данным КГН и расчетным путем на основе относительной метанообильности лав, показало наличие значительных расхождений между ними [1], достигающих 43%. По мнению автора данной работы [1] это объясняется недостаточной точностью определения природной газоносности с помощью КГН. Наблюдающиеся занижения метаноносности по геологоразведочным данным связаны с потерей части метана из керно-газонаборников. Еще одной причиной расхождений фактических и прогнозных данных является многофакторный характер формирования метаноносности угольных пластов и пород [1-4]. Именно это обстоятельство было учтено авторами работы [2] при уточнении природной относительной метаноносности пласта m_3 с помощью разработанной ими многомерной регрессионной модели.

Идея прогноза данного показателя с учетом комплекса влияющих факторов была реализована авторами работы [5], разработавших метод прогноза метаноносности угольных пластов по теореме Байеса. При этом обеспечивался прогноз следующих интервалов относительной ме-

таносности: менее 5; 5-10; 10-15; 15-20; 20-25; 25-30 и более 30 м³/т.с.б.м.

Указанный метод позволил повысить достоверность прогнозов метаносности, но не исключил и существенных расхождений между прогнозными и фактическими данными. В связи с этим возникала необходимость корректировки прогнозных данных на величину возможных ошибок, что, в свою очередь, требует выявления и анализа закономерностей их формирования.

Первоначально такой анализ был выполнен по данным работы [1]. Средняя величина абсолютного расхождения прогнозной и фактической метаносности составила $\pm 0,9$ м³/т.с.б.м, при максимальных отклонениях в большую сторону 4,8 м³/т.с.б.м и в меньшую 1,5 м³/т.с.б.м. В относительных величинах среднее отклонение составило $\pm 11\%$, а максимальное и минимальное -43 и $+32\%$. Систематическая абсолютная погрешность равна $-0,25$ м³/т.с.б.м, что свидетельствует о преобладании случаев занижения прогнозных данных по сравнению с фактическими.

Однако этот вывод правомерен лишь при доказательстве значимости выявленной систематической погрешности. Поэтому по методике, изложенной в работе [6], была выполнена оценка статистической значимости выявленной систематической ошибки, которая показала, что выявленные отклонения являются случайными. Аналогичный результат получен при сравнении относительной метаносности, установленной по данным геологоразведки и действующим шахтам. Фактическая метаносность была определена по четырем выработкам шахт им. А.Ф.Засядько, ш/у "Октябрьское", "Привольнянская".

В результате установлено, что на шахте им. А.Ф.Засядько пл. m_3 метаносность по данным геологоразведки составила в среднем 13,9 м³/т.с.б.м, а по данным газовых съемок $-12,4$ м³/т.с.б.м. На ш/у "Октябрьское" пл. $m_3 - 11,25$ и $11,3$ м³/т.с.б.м и на ш. "Привольнянская" пл. $m_3^H - 0,5$ и $0,35$ м³/т.с.б.м соответственно.

Полученные результаты позволяют сделать вывод о том, что природная метаносность угольных пластов, определяемая с помощью КГН, в целом соответствует фактическим данным.

В дальнейшем было выполнено сравнение природной метаносности угольных пластов с фактической метанообильностью лав. Оно осуществлялось по 14 шахтам. В результате установлено, что средняя величина случайных ошибок составила $\pm 18,3$ м³/т, а систематическая $-4,72$ м³/т. Проверка значимости этой ошибки по t -критерию показала, что она статистически значима (расчетное значение $\hat{t}_{\Delta} = 2,09 > t_{0,05,66} = 2,0$). Причем, в большинстве случаев имеет место меньшее значение прогнозной относительной метаносности по срав-

нению с фактической метанообильностью. Такой результат вполне закономерен, поскольку метанообильность лав формируется не только за счет природной метаноносности угля, но и пород, а также выделения метана из спутников и выработанного пространства. В то же время, выявленные случаи завышения прогнозных данных по сравнению с фактическими привели к необходимости изучения характера изменения ошибок по интервалам метаноносности, выделенным авторами работы [5]. Полученные результаты представлены в таблице 1.

Таблица 1 – Распределение случайных и систематических ошибок по интервалам метаноносности

Интервалы изменения метаноносности угольных пластов, м³/т.с.б.м	<5	5-10	10-15	15-20	20-25	25-30	>30
Случайные отклонения, м³/т	±2,2	±7,9	±7,5	±5,9	±9,3	±30	±22
Систематические отклонения, м³/т	-1,2	1,0	-5,8	1,8	0,7	-15,7	-6,4

Как видно с увеличением интервала изменения метаноносности растет случайная составляющая отклонений. Для систематических погрешностей такая закономерность не наблюдается. При этом их значимость была подтверждена лишь для интервалов 25-30 и >30 м³/т.с.б.м. Полученные результаты сравнения позволяют корректировать прогнозные значения метаноносности с учетом ожидаемой метанообильности лав.

Поскольку распределение абсолютных ошибок практически всегда подчиняется нормальному закону, то корректировка значений метанообильности может быть выполнена путем определения вероятности попадания их ожидаемых значений в спрогнозированные интервалы метаноносности (P_{tij}). Вычисление этих вероятностей осуществлялось с использованием положений методики, изложенной в работах [7, 8].

При этом первоначально рассчитывается возможное значение метанообильности лавы при спрогнозированном интервале метаноносности угольного пласта. Для этого с учетом случайных и значимых систематических ошибок рассчитывается ожидаемая метанообильность (q_{mj}) по формуле (1):

$$q_{mj} = \bar{q}_i + S_{\Delta ij} + \bar{\Delta}, \quad (1)$$

где \bar{q}_i – значение метаноносности которое соответствует середине спрогнозированного j -го интервала, м³/т.с.б.м.;

$S_{\Delta ij}$ – случайная составляющая отклонения метанообильности от метаноносности, м³/т.с.б.м.;

$\bar{\Delta}$ – систематическая составляющая отклонения метанообильности от метаноносности, м³/т.с.б.м.

После определения q_{mj} устанавливается интервал, в который попадает ее значение. Затем вычисляется вероятность (P_{tij}) того, что расчетное значение метанообильности не выйдет за пределы установленного интервала метаноносности:

$$P_{tij} = \frac{1 + \Phi(t_{ij})}{2}, \quad (2)$$

где $\Phi(t_{ij})$ – значение интегральной функции плотности распределения для нормированной величины отклонения t_{ij}

$$t_{ij} = \frac{|q_{\max j} - q_i|}{S_{\Delta i}}, \quad (3)$$

где $q_{\max j}$ – крайнее правое значение границы j -го проверяемого интервала изменения метаноносности, м³/т.с.б.м.

Выполненные расчеты показали, что для интервала метаноносности менее 5 м³/т.с.б.м ожидаемая метанообильность с вероятностью 0,871 не выйдет за его пределы. Для интервала 5-10 м³/т.с.б.м она с вероятностью 0,830 может достигнуть крайней правой границы соседнего интервала, равной 15 м³/т.с.б.м.

Аналогичные результаты с вероятностью 0,990; 0,898; 0,789 были получены для интервалов 10-15, 15-20 и 20-25 м³/т.с.б.м. Для интервалов 25-30 и более 30 м³/т.с.б.м предельные значения метанообильности с вероятностью 0,866 не превысят величины 73 м³/т.

Отсюда следует, что при прогнозировании указанных выше интервалов метаноносности ожидаемая метанообильность для первого из них будет достигать 5 м³/т, второго – 15 м³/т, третьего – 20 м³/т, четвертого – 25 м³/т, пятого – 30 м³/т, для шестого и седьмого – 73 м³/т. Указанные пределы метанообильности установлены с учетом только опасных ошибок II-го рода (отклонения берутся в большую сторону), что объясняется повышенной опасностью ведения очистных работ в лавах с высокой метанообильностью и необходимостью разработки на стадии проектирования мероприятий по безопасной отработке угольных пластов. Если же фактическая метанообильность окажется меньше про-

гнозной, то это приведет к повышению безопасности и улучшению ТЭП работы лав и шахт.

Библиографический список

1. Лидин Г.Д. Газообильность каменноугольных шахт СССР. Газообильность каменноугольных шахт Северо-западной части Донецкого бассейна / Г.Д. Лидин. – М.: Наука, 1989. – 224 с.

2. Посудиевский А.Б. Прогноз газоносности пласта т₃ на участке Бутовская-Глубокая № 2 / А.Б. Посудиевский, Р.А. Посудиевский // Уголь Украины. – 2008. – № 8. – С. 46-47.

3. Посудиевский А.Б. Прогнозирование локальных скоплений газа в угольных пластах / А.Б. Посудиевский, Р.А. Посудиевский // Уголь Украины. – 2002. – № 2-3. – С. 64-66.

4. Антощенко Н.И. Теория и практика прогноза газообильности и вентиляции угольных шахт / Н.И. Антощенко, В.А. Давиденко, С.Л. Сятковский. – Алчевск: ДГМИ, 2002. – 281 с.

5. Смирнов Б.В. Вероятностные методы прогнозирования в инженерной геологии / Б.В. Смирнов. – М.: Недра, 1983. – 134с.

6. Фрумкин Р.А. Достоверность горно-геологических прогнозов и методы ее количественной оценки / Р.А. Фрумкин, В.Н. Окалелов // Известия вузов. Горный журнал. – 1983. – № 4. – С. 33-37.

7. Фрумкин Р.А. Методы корректировки и повышения достоверности геологических прогнозов / Р.А. Фрумкин, В.Н. Окалелов // Вестник МАНЭБ. – 1997. – № 1. – С. 15-17.

8. Окалелов В.Н. Методика учета ошибок исходных данных при информационном обеспечении процесса проектирования угольных шахт / В.Н. Окалелов, Р.А. Фрумкин // Сб. научных трудов ДонГТУ. Вып. 27. – Алчевск: ДонГТУ, 2008. – С. 41-46.

Рекомендована к печати д.т.н., проф. Фрумкиным Р.А.

*д.т.н. Литвинский Г.Г.,
к.т.н. Фесенко Э.В.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

ТЕОРИЯ РАСЧЁТА ЦЕНТРАЛЬНО-СЖАТЫХ ТРУБОБЕТОННЫХ КОНСТРУКЦИЙ КРЕПИ

Виконано теоретичні дослідження несучої спроможності центрально-стиснутих трубобетонних елементів. Розроблено новий метод визначення міцності таких елементів по першому граничному стану. Доказана достатня точність і адекватність розрахунків експериментам.

Ключові слова: *трубобетон, міцність, несуча спроможність, розрахунок, граничний стан, несуча конструкція.*

Выполнены теоретические исследования несущей способности центрально-сжатых трубобетонных элементов. Разработан новый метод определения прочности таких элементов по первому предельному состоянию. Доказана достаточная точность и адекватность расчётов экспериментам.

Ключевые слова: *трубобетон, прочность, несущая способность, расчет, предельное состояние, несущая конструкция.*

Повышение эффективности шахтного и подземного строительства невозможно без рационального использования ресурсов, снижения материалоемкости, стоимости, увеличения надежности строительных материалов и конструкций, применяемых для возведения зданий и сооружений поверхностного комплекса горных предприятий и крепей подземных горных выработок. Один из способов рационального сочетания свойств различных строительных материалов при их совместной работе – использование в качестве несущих конструкций стальных труб, заполненных бетоном (трубобетона).

Трубобетон обладает высокой несущей способностью при небольших поперечных сечениях элементов, являясь примером оптимального сочетания прочностных характеристик металла и бетона. При этом стальные трубы выполняют функции несъемной опалубки при бетонировании, обеспечивая как продольное, так и поперечное армирование бетона.

Особенно эффективны трубобетонные конструкции при работе на сжатие с относительно малыми эксцентриситетами. Как показали многочисленные исследования [1-5 и др.], несущая способность трубобетонного элемента (ТБЭ), как правило, выше суммарной несущей способности металла и бетона, из которого он изготовлен. При продольном сжатии ТБЭ реактивное боковое давление, действующее со стороны стальной оболочки на бетонное ядро, создает для бетона благоприятные условия работы – объемное сжатие, в результате чего резко снижается возможность возникновения трещин в бетоне. При этом прочность бетона при сжатии существенно возрастает (примерно в 1,8-2,7 раза) [5]. Стальная обойма, в свою очередь, благодаря благоприятному влиянию внутреннего давления твердой среды, предохранена от потери местной устойчивости. Кроме того, ТБЭ обладают значительно более высокой огнестойкостью, чем металлические. Особенно важным для горно-строительных конструкций и шахтной крепи является сопротивление коррозии металла при воздействии внешней среды, которое у ТБЭ меньше в 2 раза из-за невозможности коррозии во внутренней полости.

Сравнение технико-экономических показателей металлических, железобетонных и трубобетонных колонн [3] показывает, что экономия стали при трубобетонном исполнении конструкций по сравнению с металлическим составляет до 56%, их стоимость уменьшается до 74%, а приведенные затраты снижаются на 62%. Масса трубобетонных колонн по сравнению с железобетонными уменьшается до 83%.

Сейчас широкое применение трубобетонных конструкций сдерживает отсутствие достоверной методики расчёта их прочности и несущей способности. Обосновывая выбор критерия прочности ТБЭ при центральном сжатии, одни исследователи, основываясь на данных экспериментов, считают предельным состояние полного разрушения ТБЭ в момент достижения максимальной нагрузки [6, 7]. Другие авторы [1-4, 8, 9] предлагают рассматривать в качестве предельного состояния начало текучести трубы в продольном направлении. Оба подхода являются правильными, однако, поскольку здесь учитываются разные предельные состояния ТБЭ, они должны использоваться в зависимости от условий эксплуатации рассматриваемых ТБЭ. В ответственных сооружениях, когда предельные деформации несущих элементов ограничены технологическими требованиями, расчет должен вестись по первому предельному состоянию, т.е. за критерий прочности принимается нагрузка, вызывающая в обойме напряжения, равные пределу текучести стали. В большинстве известных на данный момент методиках расчета, основанных на таком подходе, несущая способность центрально-сжатого ТБЭ определяется из выражения, имеющего следующую структуру:

$$N = c \cdot R_b \cdot A_b + \alpha \cdot R_c \cdot A_c, \quad (1)$$

где A_b, R_b – площадь сечения и цилиндрическая прочность бетонного ядра;

A_c, R_c – площадь сечения и предел текучести стальной оболочки;

c – коэффициент, повышающий напряжения сжатия, достигаемые бетонным ядром в условиях объемного сжатия по сравнению с его призмной прочностью;

α – понижающий коэффициент, учитывающий перераспределение напряжений в стальной оболочке, вследствие ее распора бетонным ядром.

Проведенные за весь период изучения и применения трубобетона многочисленные эксперименты по исследованию его несущей способности позволили оценить пределы изменения коэффициентов c и α для различных геометрических и механических характеристик стальных труб и бетонов, что позволило сформулировать практические рекомендации по их выбору или расчету.

Однако, из-за эмпирического подхода, положенного в основу данного метода расчета, эти рекомендации и формулы имеют ограниченную область применения и не могут быть распространены на все многообразие используемых строительных материалов, особенно на появляющиеся в настоящее время новые марки сталей, высокопрочных и легких бетонов, полимерных труб и т.д. Уточнение эмпирических коэффициентов для таких материалов потребует проведение новых обширных и трудоёмких экспериментов, поскольку использование существующих зависимостей приведет к появлению грубых ошибок при расчетах несущей способности центрально-сжатых ТБЭ. Это обусловлено тем, что эмпирическая зависимость (1) не отражает физику процессов перераспределения напряжений и деформаций при работе трубобетона. Нельзя распространить эту формулу и на ТБЭ разных форм сечения.

Поэтому особую актуальность приобретает проблема разработки достоверного и научно обоснованного метода расчёта центрально-сжатых ТБЭ, особенно ввиду перспективности их применения в шахтном и подземном строительстве.

Цель исследований состоит в разработке теории и установлении закономерностей совместной работы под нагрузкой и деформирования центрально-сжатых ТБЭ. **Объектом** исследований являются ТБЭ при их нагружении центральной сжимающей силой, а **предмет исследований** – несущая способность этих элементов. **Задачи исследований** состоят в разработке теоретической модели и методики определения несущей способности центрально-сжатых ТБЭ. **Основная идея** исследова-

ний заключается в использовании физически обоснованной теоретической модели взаимодействия бетона и стали в ТБЭ.

Создание физически обоснованной модели сводится к принятию адекватной расчётной схемы ТБЭ произвольного (в нашем случае – квадратного) поперечного сечения, находящегося под действием центральной сжимающей силы N (рис. 1). Основная физическая гипотеза, положенная в основу теоретической модели взаимодействия бетона и стали в ТБЭ, состоит в том, что под действием внешней нагрузки оба материала деформируются совместно, т.е. как единая композитная конструкция, следовательно:

$$\varepsilon_c = \varepsilon_\delta = const, \quad (2)$$

где ε_c , ε_δ – относительные деформации соответственно стальной обоймы и бетонного ядра.

Предельное состояние рассматриваемого элемента, вызванное приложенной нагрузкой N наступит, когда напряжения в стальной обойме достигнут предела текучести стали R_c . При этом предельно допустимая деформация стальной трубы составит:

$$[\varepsilon_c] = \frac{R_c}{E_c}, \quad (3)$$

где E_c – модуль упругости стали.

Напряжения в бетоне будут равны:

$$\sigma_\delta = \varepsilon_\delta \cdot E_\delta, \quad (4)$$

где E_δ – модуль упругости бетона.

С учётом (2):

$$\sigma_\delta = [\varepsilon_c] \cdot E_\delta.$$

Исходя из условия равновесия всех сил по оси z : $\sum z = 0$:

$$N = N_c + N_\delta = R_c \cdot A_c + \sigma_\delta \cdot A_\delta, \text{ или}$$

$$N = R_c \cdot A_c + \frac{R_c}{E_c} \cdot E_\delta \cdot A_\delta$$

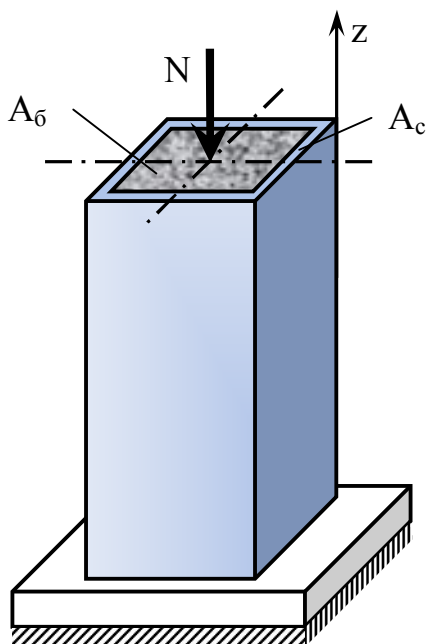


Рисунок 1 – Расчётная схема

Выполнив несложные преобразования, получим:

$$N = R_c \cdot A_c \cdot \left(1 + \frac{E_{\delta}}{E_c} \cdot \frac{A_{\delta}}{A_c} \right), \quad (5)$$

где A_c, A_{δ} – соответственно площадь поперечного сечения стальной обоймы и бетонного ядра.

Обозначим

$$k_{\delta} = 1 + \frac{E_{\delta}}{E_c} \cdot \frac{A_{\delta}}{A_c},$$

тогда:

$$N = k_{\delta} \cdot R_c \cdot A_c, \quad (6)$$

где k_{δ} – коэффициент, учитывающий совместную работу бетона и стальной трубы путём повышения несущей способности стальной обоймы за счёт сопротивления бетонного ядра, $k_{\delta} > 1$.

Как видно из формулы (5), прочность на сжатие N пустой стальной трубы равна произведению площади её поперечного сечения A_c на предел текучести стали R_c . Повышение несущей способности при заполнении трубы бетоном зависит от соотношения модулей упругости и площадей поперечного сечения бетона и стали, которое отражено в коэффициенте k_{δ} .

Как следует из определения k_{δ} , в этот коэффициент совершенно равноправным образом вошли соотношения жесткостей бетонного ядра и стальной трубы и отсутствует влияние формы поперечного сечения трубы, что позволяет распространить формулу (6) на произвольную форму ТБЭ при его центральном сжатии. В то же время из (1) этот важный вывод не следует, что ещё раз демонстрирует преимущество теоретического подхода над эмпирическим.

Для учёта влияния длины элемента на его несущую способность необходимо рассчитать коэффициент продольного изгиба φ [10], зависящий от гибкости λ . Тогда в формуле (6) вместо A_c следует использовать произведение $A_c \cdot \varphi$.

Пример. Определим прочность трубобетонного элемента, представляющего собой стальную трубу 160x160x4 мм, заполненную бетоном разных марок. с кубиковой прочностью $R_{\delta} = 10, 20$ или 30 МПа. Расчётный предел текучести стали $R_c = 235$ МПа, площадь поперечного сечения стальной трубы $A_c = 24,55$ см², площадь бетонного ядра

$A_{\delta} = 231 \text{ см}^2$. Модуль упругости бетона $E_{\delta} = 1,6 \cdot 10^4 \dots 2,8 \cdot 10^4$ МПа, стали – $E_c = 2,1 \cdot 10^5$ МПа.

Согласно (5), при кубиковой прочности бетона $R_{\delta} = 20$ МПа:

$$N = 235 \cdot 10^{-4} \cdot 24,55 \cdot \left(1 + \frac{2,3 \cdot 10^4}{2,1 \cdot 10^5} \cdot \frac{231}{24,55} \right) = 1,17 \text{ МН.}$$

Аналогично выполним расчёты для $R_{\delta} = 10$ МПа и 30 МПа. Сопоставим результаты расчета по предложенной методике с расчетами по методам, изложенным в [2, 8] (табл. 1).

Таблица 1 – Сравнение результатов расчета прочности N центрально-сжатого трубобетонного элемента

Бетон		Прочность N , МН по методике		
R_{δ} , МПа	E_{δ} , МПа	ДонГТУ	Кикин А.И. [2]	Синельник А.П. [8]
10	$1,6 \cdot 10^4$	0,99	0,97	0,89
20	$2,3 \cdot 10^4$	1,17	1,12	1,11
30	$2,8 \cdot 10^4$	1,30	1,23	1,26

Как видим, по всем трем методикам получены примерно одинаковые результаты (разброс не превышает 11%).

Следует отметить, что точность определения прочности ТБЭ по предложенному методу зависит от достоверности исходных данных, которые зависят от многих факторов и иногда могут значительно варьироваться. Так, для приведённого выше расчёта использованы усреднённые показатели начальных модулей упругости бетона E_{δ} по [11]. Использование реальных характеристик материалов позволит повысить надёжность расчётов.

Выводы.

Предложена теоретически обоснованная модель взаимодействия бетона и стальной трубы, основанная на учёте совместного деформирования металла и бетона в единой грузонесущей конструкции – трубобетоне. Это позволило получить аналитический метод определения прочности центрально-сжатых трубобетонных элементов. Преимущество разработанной методики в том, что она не требует проведения трудоёмких и длительных экспериментов для получения эмпирических коэффициентов в расчётных формулах, как это необходимо в других методах, и позволяет рассчитывать прочность трубобетона любой формы трубы (круглой, прямоугольной и др.) в первом предельном состоянии для любого сочетания механических и геометрических параметров бетона и стали. Но главным достоинством предложенного подхода является воз-

возможность его распространения на другие случаи нагружения ТБЭ, что и составляет задачу дальнейших исследований.

Библиографический список

1. *Стороженко Л.И. Расчёт трубобетонных конструкций / Л.И. Стороженко, П.И. Плахотный, А.Я. Черный. – К.: Будивэльнык, 1991. – 120 с.*
2. *Кикин А.И. Конструкции из стальных труб, заполненных бетоном / А.И. Кикин, Р.С. Санжаровский, В.А. Труль. – М.: Стройиздат, 1974. – 144 с.*
3. *Лукиша Л.К. Прочность трубобетона. Минск: Высшая школа, 1977. – 96 с.*
4. *Кришан А.Л. Определение разрушающей нагрузки сжатых трубобетонных элементов / А.Л. Кришан, А.И. Заикин, М.С. Купфер // Бетон и железобетон. – 2008. – № 2. – С. – 22-25.*
5. *Кришан А.Л. Оценка напряженно-деформированного состояния сжатых трубобетонных элементов / А.Л. Кришан, А.И. Сагадатов // Предотвращение аварий зданий и сооружений: Межвуз. сб. науч. тр. – М., 2009. – Вып. 8. – С. 509-515.*
6. *Дегтярев В.В. Колонны с высокой несущей способностью из трубобетона с нагружением на бетонное ядро / В.В. Дегтярев, Н.В. Смирнов, В.М. Васькин // Транспортное строительство. - 1995. - №4-5. - С. 40-45.*
7. *Митрофанов В.П. Вдосконалений розрахунок міцності трубобетонних елементів варіаційним методом / В.П. Митрофанов, Д.К. Онипенко // Будівництво України. - 1999. - №1. - С.44-46.*
8. *Сінельник О.П. Інженерний метод розрахунку трубобетонних конструкцій при центральному завантаженні // Вісник Донбаської національної академії будівництва і архітектури. – Макіївка, 2011. – Вып. 4. – С. 47 – 52.*
9. *Резван И.В. Расчёт прочности центрально-сжатых трубобетонных элементов // Современные проблемы науки и образования. – 2012. – № 1.*
10. *СНиП II-23-81* Стальные конструкции. Нормы проектирования. – М.: Стройиздат, 1990. – 134 с.*
11. *СНиП 2.03.01-84* Бетонные и железобетонные конструкции / Минстрой России. — М.: ГП ЦПП, 1996. — 77 с.*

Рекомендована к печати д.т.н., проф. Бабиюком Г.В.

*д.т.н. Антощенко Н.И.,
Чепурная Л.А.,
Филатьев М.В.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

КОЛИЧЕСТВЕННАЯ ОЦЕНКА ПАРАМЕТРОВ СДВИЖЕНИЯ ПОДРАБОТАННЫХ ПОРОД И ЗЕМНОЙ ПОВЕРХНОСТИ ПРИ ВЫЕМКЕ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ

Наведено спосіб оцінки параметрів зрушення підроблених порід і земної поверхні при виїмці вугільних пластів, який полягає в розгляді зміни максимального осідання земної поверхні спільно зі ступенем розвитку очисних робіт. На підставі експериментальних даних побудовано графік залежності відносного максимального осідання земної поверхні від ступеня її підробки, поєднаний зі схемою відпрацювання виїмкової ділянки, що дозволяє виділити чотири стадії зсування підроблених порід і земної поверхні.

Ключові слова: *зрушення, породний шар, очисний вибій, крива, ущільнення, швидкість.*

Представлен способ оценки параметров сдвижения подработанных пород и земной поверхности при выемке угольных пластов, который заключается в рассмотрении изменения максимального оседания земной поверхности совместно со степенью развития очистных работ. На основании экспериментальных данных построен график зависимости относительного максимального оседания земной поверхности от степени ее подработанности, совмещенный со схемой отработки выемочного участка, позволяющий выделить четыре стадии сдвижения подработанных пород и земной поверхности.

Ключевые слова: *сдвижение, породный слой, очистной забой, кривая, уплотнение, скорость.*

Известно [1], что степень развития очистных работ при выемке угольных пластов в значительной мере определяет параметры сдвижения подработанных пород и земной поверхности. От достоверного определения этих параметров зависит эффективность принятых инженерных решений, связанных с ликвидацией или уменьшением негативного влияния последствий выемки угольных пластов. До настоящего времени параметры сдвижения подрабатываемых пород изучены недостаточ-

но вследствие ограниченной доступности к изучаемому объекту. По этой причине достоверное определение параметров сдвижения пород и земной поверхности при развитии очистных работ остается актуальной задачей.

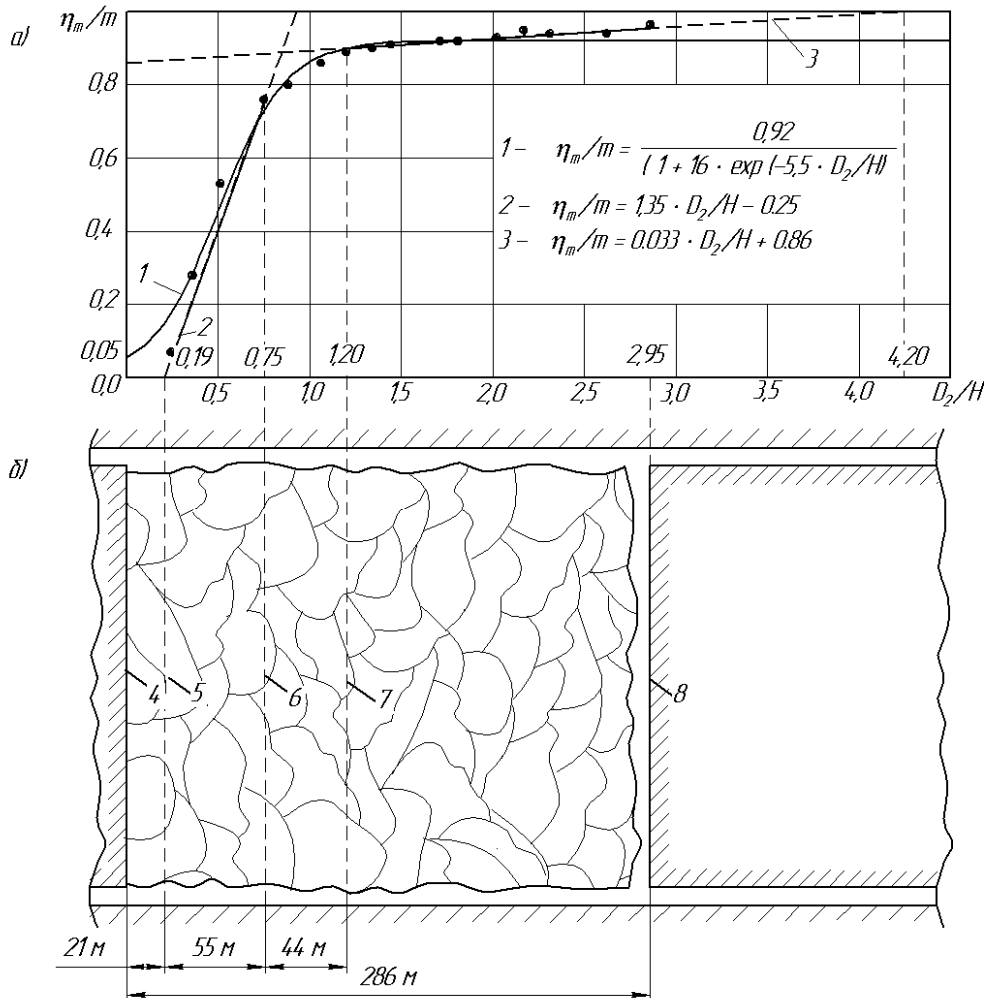
Учитывая современный уровень развития науки и техники о происходящих процессах сдвижения подработанных пород, в большинстве случаев, можно судить только по параметрам развития очистных работ и оседания земной поверхности.

Согласно современным представлениям на процессы сдвижения подработанных пород и земной поверхности оказывают влияние мощность вынимаемого пласта (m), угол его падения (α), размеры выработанного пространства (D_1 , D_2), глубина ведения очистных работ (H) и прочностные свойства вмещающих пород.

При отработке угольного пласта в условиях одной шахты практически постоянными остаются его мощность, глубина ведения работ и прочностные свойства вмещающих пород. Установлено [2], что при постоянстве указанных факторов изменение максимального оседания земной поверхности η_m описывается в зависимости от степени развития очистных работ (линейных размеров выработанного пространства D_1 , D_2) практически функциональными зависимостями.

Идея состоит в рассмотрении изменения параметров процессов максимального оседания земной поверхности совместно со степенью развития очистных работ.

Для реализации указанной идеи использовали экспериментальные данные, полученные в условиях шахты «Степная» [3]. Одинокная лава отработывалась по восстанию на глубине $97 \div 114$ м. Длина лавы (размер D_1) составляла 150 м. Отношение этого размера выработки к глубине ведения работ превышает 1,2, что свидетельствует о возможности образования плоского дна мульды сдвижения на земной поверхности при некотором удалении очистного забоя D_2 от монтажной камеры [1]. Полная подработка земной поверхности иллюстрируется графиком (рис. 1, а) зависимости относительного оседания земной поверхности (η_m/m) от степени ее подработанности (D_2/H). При значениях $D_2/H > 1.2$ кривая переходит, практически, в прямую, параллельную оси абсцисс. Это подтверждает, что экспериментальные данные получены на всех стадиях развития очистных работ от начала оседания земной поверхности до образования плоского дна мульды.



1 – логистическая кривая, описывающая зависимости на всех стадиях развития очистных работ; 2, 3 – прямые, описывающие процессы максимального оседания земной поверхности соответственно на стадии интенсивного сдвижения пород и их уплотнения; 4 – разрезная выработка; 5, 6, 7 – положение очистного забоя соответственно при достижении процессов сдвижения земной поверхности, окончания интенсивного оседания и переходе к плавному уплотнению пород; 8 – остановленный очистной забой; ● – экспериментальные данные согласно [3].

Рисунок 1 – График зависимости относительного максимального оседания земной поверхности η_m/m от степени ее подработанности D_2/H (а), совмещенный со схемой отработки выемочного участка (б)

Из характера расположения экспериментальных точек видно, что процессы оседания земной поверхности проходили с разной интенсив-

ностью на стадиях до образования плоского дна мульды сдвижения и после его появления.

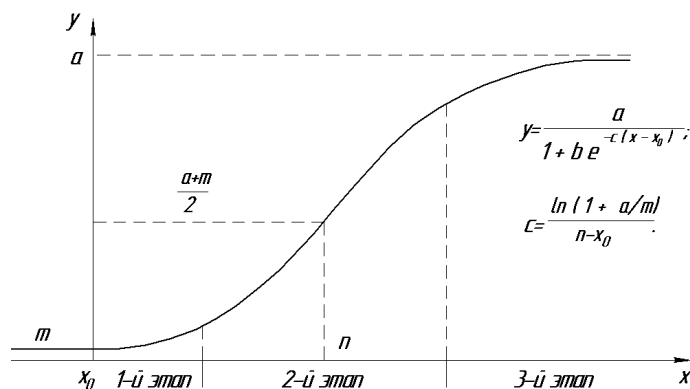
Для моделирования процессов перехода от одного стабильного состояния в другое обычно используют логистическую кривую [4, 5]

$$y(x) = \frac{a}{1 + b \cdot \exp(-c \cdot x)}. \quad (1)$$

Физическая сущность этого уравнения показана на рисунке 2. Параметр a кривой характеризует его максимальное значение. В рассматриваемом случае он соответствует глубине дна мульды сдвижения на земной поверхности. Коэффициенты b и c определяют положение кривой относительно оси абсцисс и ширину среднего участка.

Первый этап развития – это «вживание» системы в свое «окружение». Второй – быстрого роста, а третий – стабилизации процесса. Согласно этим процессам происходит соответственно рост параметра по экспоненте, а затем он становится равен практически постоянному значению.

Прямолинейная зависимость, близкая к параллельной оси абсцисс, исходя из физических представлений, соответствует образованию плоского дна мульды сдвижения на земной поверхности.



a – предел, к которому стремится прогнозируемый показатель y при $x \rightarrow \infty$; m – начальная точка логисты, при значении x_0 ;
 n – значение аргумента, с которого начинается выход на стабилизацию процесса.

Рисунок 2 – Логистическая кривая описания главного параметра при развитии системы согласно S – образному закону

Обработка экспериментальных данных показала, что логистическая кривая (1) довольно точно описывает изменение интенсивности

процессов (рис. 1, а). Корреляционное отношение равнялось 0,995. Надежность полученных результатов подтверждается критерием Фишера при уровне значимости 0,95. Относительная ошибка аппроксимации составила 3,3%. Несмотря на хорошую сходимость полученных результатов, логистическая кривая имеет недостатки. Она не отображает физическую суть процессов при значениях D_2/H примерно менее 0,3 и более 1,2. В первом случае кривая пересекает ось ординат при положительном значении $\eta_m/m = 0,05$, что свидетельствует, якобы, об оседании земной поверхности еще до начала очистных работ. Это не соответствует общим представлениям влияния отработки угольных пластов на состояние земной поверхности. Во втором – часть кривой параллельна оси абсцисс, а экспериментальные данные с увеличением D_2/H имеют тенденцию к увеличению значений η_m/m . Это объясняется уплотнением пород во времени после образования плоского дна мульды сдвижения, когда подвигание очистного забоя уже не оказывает существенное влияние на оседание земной поверхности.

В интервале интенсивного развития оседания земной поверхности более адекватно экспериментальные данные (рис. 1, а) описываются прямой (2). Коэффициент корреляции $r = 0.971$, среднеквадратическое отклонение экспериментальных данных от осредняющей прямой составило 8,8 %. Пересечение этой прямой оси абсцисс соответствует значению $D_2/H = 0,19$. Это означает, что при отходе очистного забоя от разрезной печи на расстояние, равное 21м, процессы сдвижения пород достигли земной поверхности примерно через 11 суток. В других условиях при ведении горных работ на глубине 530 – 636м, в зависимости от скорости подвигания очистного забоя, начало сдвижения земной поверхности происходило через 7 – 23 суток после осадки основной кровли [6]. Учитывая глубину ведения очистных работ ($H = 97м$) и время распространения сдвижения пород до земной поверхности (11 суток), средняя скорость этих процессов (\bar{V}_n) составляла 8,8 м/сут.

Активное оседание земной поверхности, если исходить из прямолинейности зависимости, продолжалось при увеличении D_2/H до 0,75. В диапазоне изменения $D_2/H = 0,19 \div 0,75$ значения η_m/m находились, примерно, в пределах $0,00 \div 0,75$ и прямая (2) практически совпадала с логистической кривой (1). Длительность периода интенсивного оседания земной поверхности составила 29 суток, а средняя скорость этого процесса равнялась 24 мм/сут. В интервале значений $D_2/H \approx 0,75 \div 1,20$ процессы оседания земной поверхности происходили как под влиянием изменения размеров очистной выработки, так и при уплотнении пород. В этом случае экспериментальные данные хорошо описываются логи-

стической кривой. Переходный период оседания земной поверхности продолжался 23 суток. Средняя скорость процессов была равна 6мм/сут, что на порядок меньше по сравнению с предыдущим интенсивным периодом оседания земной поверхности.

При $D_2/H > 1.2$ наблюдался переход от интенсивного сдвижения пород к более плавному их уплотнению (рис. 1, а). Уменьшение темпов интенсивности максимального оседания земной поверхности свидетельствует об ослаблении влияния степени развития очистных работ (подвигания очистного забоя). Появление же второго прямолинейного участка, имеющего некоторую тенденцию к увеличению η_m/m с ростом D_2/H , указывает на проявление процессов уплотнения пород под действием их собственного веса. Процесс уплотнения пород описывается прямолинейной зависимостью (3), отражающей затухание этого процесса (рис. 1, а). Полученное, на основании экспериментальных данных уравнение (3) характеризуется высоким коэффициентом корреляции ($r = 0.953$). Относительная ошибка аппроксимации составила 6,3%.

Влияние фактора уплотнения пород оказывает решающее значение на окончание процессов сдвижения подработанных пород и земной поверхности. При полной подработке и окончившихся процессах уплотнения пород относительное оседание земной поверхности η_m/m должно приближаться к единице. Если рассматривать зависимость η_m/m во времени, то экстраполяция прямой уплотнения пород до пересечения ее с ординатой $\eta_m/m = 1,0$ определит общую длительность процессов сдвижения подработанных пород от начала очистных работ до окончания оседания земной поверхности после уплотнения пород.

В координатах относительного максимального оседания земной поверхности η_m/m и развития очистных работ D_2/H окончанию процессов сдвижения и уплотнения пород соответствует значение $D_2/H = 4,20$ (рис. 1). Если предположить, что подвигание очистного забоя продолжалось со средней скоростью 57 м/мес, то значение D_2 на момент окончания уплотнения пород составило бы 443м. Полный период процессов сдвижения пород и оседания земной поверхности, учитывая среднемесячную скорость подвигания очистного забоя, должен был составить 234 суток.

Он включает время достижения процессами сдвижения пород земной поверхности (11 суток), интенсивного оседания земной поверхности (29 суток), остаточного влияния подвигания очистного забоя и начала уплотнения пород (23 суток) и окончательного уплотнения пород (171 сутки).

На последней стадии окончания процессов общее максимальное оседание земной поверхности согласно прогнозу должно было составить 91 мм при средней скорости немногим более 0,5 мм/сут.

Проведенные исследования показали, что для успешного решения задач горного производства и защиты объектов необходимо учитывать, как минимум, четыре стадии сдвижения подработанных пород и земной поверхности.

Первая стадия связана с началом эксплуатации выемочного участка, осадкой непосредственной и основной кровель и достижением процессами сдвижения пород земной поверхности. Их параметры определяются как горно-геологическими, так и горно-техническими факторами, характеризующими глубину ведения горных работ, прочностные свойства пород, скорость подвигания очистного забоя и некоторые другие условия подработки.

Параметры второй стадии сдвижения пород и земной поверхности (максимальное оседание, продолжительность и интенсивность процессов) непосредственно определяются для конкретных горно-геологических условий размерами выработанного пространства и скоростью подвигания очистного забоя.

Третья стадия характеризуется уменьшением влияния на процессы сдвижения пород и земной поверхности степени развития очистных работ и началом проявления процессов уплотнения пород.

На четвертой стадии происходит затухание процессов сдвижения, связанных с окончательным уплотнением пород и возвращение их в устойчивое состояние, близкое к природному.

Количественные характеристики процессов сдвижения подработанных пород и земной поверхности получены на примере эксплуатации одного выемочного участка. Характерными особенностями отработки пласта являются незначительные прочностные свойства вмещающих пород и малая глубина его залегания.

Следует ожидать существенное отличие количественных характеристик при ведении очистных работ на глубоких горизонтах и более прочных вмещающих породах. Учитывая характерные периоды оседания земной поверхности, можно прогнозировать прямолинейные зависимости максимального оседания земной поверхности от степени развития очистных работ на стадии интенсивного протекания процессов, а также их затухания при уплотнении пород под силой тяжести собственного веса.

Переходные процессы, очевидно, будут соответствовать зависимости, описываемой логической кривой. Для подтверждения высказанных предположений аналогичные исследования необходимо провести в других горно-геологических и горно-технических условиях.

Библиографический список

1. Правила підробки будівель, споруд і природних об'єктів при видобуванні вугілля підземним способом. Видання офіційне. Мінпаливенерго України: ГСТУ 101.00159226.001-2003. – Київ.: 2004. – 128с. (Галузевий стандарт України).

2. Филатьев М.В. Влияние развития очистных работ на максимальное оседание земной поверхности / М.В. Филатьев // Уголь Украины, 2011. - №4. – С. 12 – 16.

3. Ларченко В.Г. Влияние подземной разработки угольных пластов на состояние земной поверхности / В.Г. Ларченко // Вестник МАНЭБ, №4(12). – С.-Петербург. – 1998. – С. 39-41.

4. Воробейчик Е.А. Экологическое нормирование наземных и водных экосистем / Е.А. Воробейчик, О.Ф. Садыков. – М.: Наука. – 1994. – 285с.

5. Грешилов А.А. Математические методы построения прогнозов / А.А. Грешилов, В.А. Стакун, А.А. Стакун. – М.: Радио и связь. – 1997. – 112с.

6. Кольчик А.Е. Влияние больших скоростей подвигания лав на смещение земной поверхности / А.Е. Кольчик, Е.И. Кольчик, В.Н. Ревва // Уголь Украины, 2009. - №12. – С. 32-33.

Рекомендована к печати д.т.н. Окалеловым В.Н.

*д.т.н. Бабиюк Г.В.,
Пунтус В.Ф.,
к.т.н. Диденко М.А.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ МЕТОДА ЭЛЕКТРОЕМКОСТНОЙ ИНТРОСКОПИИ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД

На основі лабораторних досліджень електроємнісного методу визначення неоднорідностей в масиві гірських порід вдосконалені конструкція інтроскопу та методика шахтних досліджень тріщинної порожності порід.

***Ключові слова:** електроємнісний метод, інтроскоп, гірські породи, тріщини, лабораторні дослідження, шпур, виробка.*

На основе лабораторные исследований электроемкостного метода определения неоднородностей в массиве горных пород усовершенствованы конструкция интроскопа и методика шахтных исследований трещинной пустотности пород.

***Ключевые слова:** электроемкостной метод, интроскоп, горные породы, трещины, лабораторные исследования, шпур, выработка.*

Постановка проблемы. Исследование внутренней структуры массива горных пород и протекающих вокруг выработок геомеханических процессов с помощью геофизических методов [1] играет огромную роль в вопросе устранения неопределенности при принятии решений по обеспечению надежности выработок. Подобные функции в различных отраслях реализуются с помощью систем контроля, разработка которых применительно к геомеханическим процессам не вышла на должный уровень. В связи с этим задача усовершенствования приборно-методического обеспечения для оценки состояния массива горных пород до сих пор является актуальной для подземного строительства.

Анализ публикаций. Среди геофизических методов хорошо зарекомендовал себя метод электроемкостного каротажа шпуров, разработанный в ДонГТУ [2]. В основе его лежит зависимость частоты тока, вырабатываемой измерительным автогенератором, от величины емкости конденсаторного датчика, которая, в свою очередь, определяется диэлектрической проницаемостью пород. При этом максимальное или минимальное значения показаний прибора в зависимости от типа запол-

нителя трещины соответствуют ее положению посередине датчика, а величина пика характеризует ее раскрытие.

Для обработки натуральных измерений авторами метода предложена зависимость относительного раскрытия трещины от показаний интроскопа [3]:

$$P_n = \Sigma \delta / 2l_3 = (A_M - A_T) / (A_M - A_3), \quad (1)$$

где P_n – относительный показатель нарушенности породного массива;

$\Sigma \delta$ – суммарное раскрытие трещин в интервале измерения, мм;

$2l_3$ – эффективная длина датчика, мм;

A_M, A_T, A_3 – показания прибора соответственно на ненарушенных участках массива, в шпуре и в заполнителе трещины, кГц.

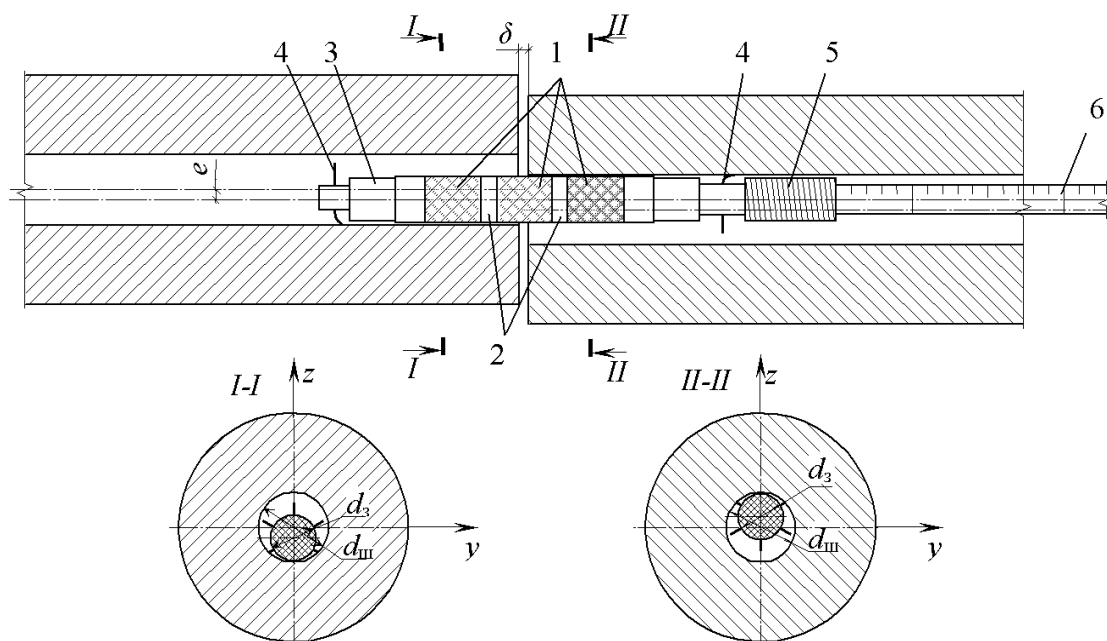
Как показали шахтные измерения величины, входящие в выражение (1), зачастую не являются постоянными. Более того, на показания прибора существенное влияние оказывают диаметр шпура, смещение оси зонда по отношению к оси шпура, образующееся в результате поперечных подвижек слоистых пород или деформации стабилизаторов положения зонда в шпуре, и другие факторы. Поэтому реальные показания интроскопа имеют явно выраженный случайный характер, а показатель неоднородности P_n является косвенной характеристикой, которую можно использовать только для качественной оценки нарушенности в месте опробования. Для повышения достоверности измерений электроемкостным методом и получения необходимой информации с минимальными затратами следует установить зависимость показаний прибора от основных влияющих факторов и на этой основе усовершенствовать приборно-методическое обеспечение.

Формулирование цели. Цель исследований заключалась в нахождении экспериментальных зависимостей, связывающих показания измерительного прибора (частоты сигнала) с тем или иным влияющим фактором, установлении значимости влияющих факторов, получении зависимости частоты сигнала от совокупного действия значимых факторов с использованием планирования эксперимента и разработке новой конструкции интроскопа.

Методика исследований. Лабораторные измерения проводились для оценивания статистической изменчивости показаний интроскопа в различных средах, регистрации показаний прибора вдоль шпура на границе контакта двух сред, изучения влияния диаметра шпура на показания интроскопа, исследования влияния параметров трещиноватости (раскрытия трещин, их числа, размеров межтрещинных целиков, ориентации трещин относительно оси шпура) на показания прибора, оценива-

ния влияния на результаты измерений эксцентриситета положения датчика и др.

Исследования проводились на стенде, приведенном на рис. 1 и представляющем собой цилиндрический фрагмент массива с размещенным по его оси шпуром (диаметром 36 мм; 41 мм и 46 мм), в который помещался зонд прибора. По середине шпура располагалась изучаемая неоднородность в виде контакта двух сред или одиночной трещины (либо их системы). В качестве сред выбраны: воздух, для которого



- 1 – электроды преобразователя; 2 – диэлектрик; 3 – корпус датчика;
 4 – центрирующие элементы; 5 – резьбовое соединение;
 6 – досылочное устройство

Рисунок 1 – Конструкция зонда и схема стенда для исследования показаний интроскопа при смещении оси зонда относительно оси шпура

диэлектрическая проницаемость известна и равна $\epsilon_r = 1$; сухой кварцевый песок ($\epsilon_r = 4,69 - 5,06$); щебень, имитирующий сильно нарушенный массив с коэффициентом разрыхления $k_p = 1,65$ и изготовленный из дробленого аргиллита; модельный материал с процентным соотношением компонентов Г:Ц:ГП:П:В = 25,3%:11,56%:36,94%:14,64%:11,56% (по весу), воспроизводящий однородный ненарушенный массив и изготовленный из дробленой горелой породы (ГП), скрепленной комбинированным водным (В) вяжущим на основе гипса (Г) и цемента (Ц), с добавлением кварцевого песка (П). Выбор в качестве модельного материала такого сложного состава обусловлен стремлением увеличить зна-

чение диэлектрической проницаемости среды до значения $\varepsilon_r = 8-12$, характерного для однородной поликристаллической горной породы. Измерения частоты сигнала A в моделях производились после полного высыхания материала, процесс которого контролировался путем взвешивания образцов.

Электроемкостный преобразователь, с помощью которого реализуется указанный способ, состоит из перемещаемого по оси шпура зонда и измерительного блока в виде цифрового частотомера с диапазоном измерения частоты от 1 до 9999 кГц. Зонд состоит из электроемкостного датчика, представляющего собой накладной электрический конденсатор, и измерительного автогенератора гармонических (синусоидальных) колебаний. Электроемкостной датчик в авторском варианте [2] изготовлен из трех металлических колец, расположенных соосно и включенных в колебательный контур автогенератора. Сигнал от зонда по кабелю поступает на частотомер, который показывает изменение частоты измерительного автогенератора в зависимости от изменения электрической емкости датчика прибора, которая, в свою очередь, изменяется в зависимости от варьирования диэлектрической проницаемости окружающей датчик среды.

Результаты исследования влияющих факторов. Основным типом неоднородности в породном массиве является плоскость контакта двух сред с различными физическими свойствами. Результаты измерений для такой неоднородности на стенде (см. рис. 1), одна половина которого была заполнена модельным материалом, а другая – воздухом, сухим песком или дробленой породой, при раскрытии трещины $\delta=0$ и эксцентриситете $e = 0$, представлены на рис. 2.

Анализ зависимостей позволяет отметить, что, несмотря на существенное отличие диэлектрических свойств контактируемых сред, графики имеют одинаковый вид. Авторы метода для аппроксимации такого графика предложили использовать выражение гиперболического тангенса [3], расстояние между асимптотами которого равно разности показаний прибора в контактируемых средах. Из подобного графика авторы метода [3] обосновали геометрический смысл эффективной длины датчика $2l_3$, которая, по их мнению, полностью предопределяется конструктивными размерами датчика и является его константой.

Однако при этом не учитывается, что электрическое поле датчика распространяется в пространстве, представленном, в первую очередь, полостью шпура, а затем уже контактирующими средами. Если кольцевой зазор между зондом и стенками шпура остается постоянным, т.е. $d_{ш}/d_3=const$, то, независимо от диэлектрической проницаемости сред, величина эффективной длины $2l_3$ датчика остается постоянной, а угол наклона кривой к поверхности раздела изменяется в зависимости от

свойств контактирующих сред. При переменном диаметре шпура показания интроскопа зависят не только от диэлектрических свойств контактируемых сред, но и от размеров шпура. Если диаметр шпура увеличивается, то с ростом кольцевого воздушного зазора между зондом и поверхностью шпура абсолютная частота сигнала A при постоянстве диэлектрических свойств контактируемых сред возрастает, при этом эффективная длина датчика и разность показаний интроскопа в двух средах уменьшаются.



Рисунок 2 – Определение эффективной длины датчика по результатам тарировки интроскопа в различных средах при различных диаметрах шпура $d_{ш} = 46$ мм (а) и $d_{ш} = 36$ мм (б)

Данные теоретические положения подтверждаются экспериментальными зависимостями, представленными на рис. 2, где демонстрируется практическое постоянство эффективной длины датчика в различных средах при $d_{ш}/d_3 = const$, и приведены ее значения для различных диаметров шпуров. Нелинейная зависимость половины эффективной длины от относительных размеров шпура аппроксимируется экспонентой с теоретическим корреляционным отношением $corr = 0,994$:

$$l_3 = 1377,4 \cdot \exp(-2,807d_{ш} / d_3). \quad (2)$$

Влияние диаметра шпура $d_{ш}$ на показания интроскопа исследовалось на моделях однородного породного массива без трещин. Анализ результатов позволяет отметить, что даже в однородной среде показания прибора представляют собой статистическую совокупность, обусловленную не столько вариацией диэлектрической проницаемости окружающей датчик среды, сколько изменением положения зонда в шпуре. В первую очередь разброс показаний прибора объясняется смещением оси зонда относительно оси шпура из-за неконтролируемого изгиба проволок 4 (см. рис. 1), предназначенных для фиксации положения дат-

чика. При этом вариация показаний возрастает с уменьшением диаметра шпура $d_{ш}$, так как в этом случае прогибы проволок достигают максимальной величины. Математическое ожидание частоты сигнала с ростом диаметра шпура увеличивается в связи с ростом кольцевого воздушного зазора между поверхностями шпура и зонда. Проверка выборок с помощью тестов Пирсона и Колмогорова показала, что случайная величина частоты сигнала при уровне значимости $\alpha=0,05$ хорошо описывается нормальным законом распределения.

С ростом диаметра шпура частота сигнала A увеличивается по нелинейной зависимости, которая описывается экспоненциальной функцией ($corr = 0,966$):

$$A = A_B - 4431 \cdot \exp(-0,119 d_{ш}). \quad (3)$$

Зависимость (3) асимптотически стремится к показанию прибора на воздухе A_B , так как с ростом диаметра шпура увеличивается кольцевой воздушный зазор между зондом и его поверхностью. Чем меньше диаметр шпура, тем ближе датчик расположен к породе, которая имеет в несколько раз большее значение диэлектрической проницаемости, чем воздух, поэтому показания интроскопа с уменьшением диаметра шпура снижаются.

Влияние зазора между датчиком и стенкам шпура на показания интроскопа наглядно демонстрируется с помощью зависимости прироста показаний интроскопа ΔA от относительного диаметра шпура $d_{ш}/d_3$ ($corr = 0,999$):

$$\Delta A = 3273,9 \cdot \exp(-2,807 d_{ш}/d_3). \quad (4)$$

С увеличением зазора чувствительность интроскопа снижается, так как при этом разность показаний прибора в массиве A_M и на воздухе A_B уменьшается. Истинное показание прибора в массиве A_M соответствует случаю, когда зазор между зондом и стенкой шпура будет равен нулю, т.е. при $d_{ш}=d_3$, а предельное показание прибора на воздухе достигается, если диаметр шпура многократно превышает размер электрического поля вокруг датчика.

В этой связи следует отметить, что устранить существующую неопределенность в получении показания прибора на ненарушенных участках массива A_M можно за счет определения показания прибора с использованием зависимости (4) при $d_{ш}=d_3$. Кроме того, увеличить чувствительность датчика ΔA и снизить разброс показаний можно путем измерения прижатым к среде зондом, т.е. при минимальной величине зазора, хотя бы с одной стороны зонда.

Влияние трещинной пустотности на показания интроскопа также изучалось на моделях, изготовленных из материала на основе горелой породы. Трещины выполняли путем разрезания модели перпендикулярно к оси шпура на отдельные части различного размера. Трещиноватый породный массив собирался на стенде, число трещин и расстояние между ними задавалось при сборке, а изменение раскрытия трещин осуществлялось за счет раздвижки отдельных частей модели.

Вначале исследовались показания интроскопа в зоне действия одиночной трещины, раскрытие которой в ходе эксперимента изменялось от нуля до 10 мм через 1 мм, от 10 мм до 60 мм через 5 мм, а далее через 10 мм. В качестве примера на рис. 3 приведены зависимости изменения показаний интроскопа по длине шпура для одного и того же раскрытия трещины ($\delta=20$ мм и $\delta=60$ мм) при различных диаметрах шпура ($d_{ш}=36$ мм и $d_{ш}=46$ мм). Графики построены в координатах ΔA и x , где ΔA – приращение показаний интроскопа в зоне влияния трещины, а x – расстояние от середины трещины до места ее измерения.

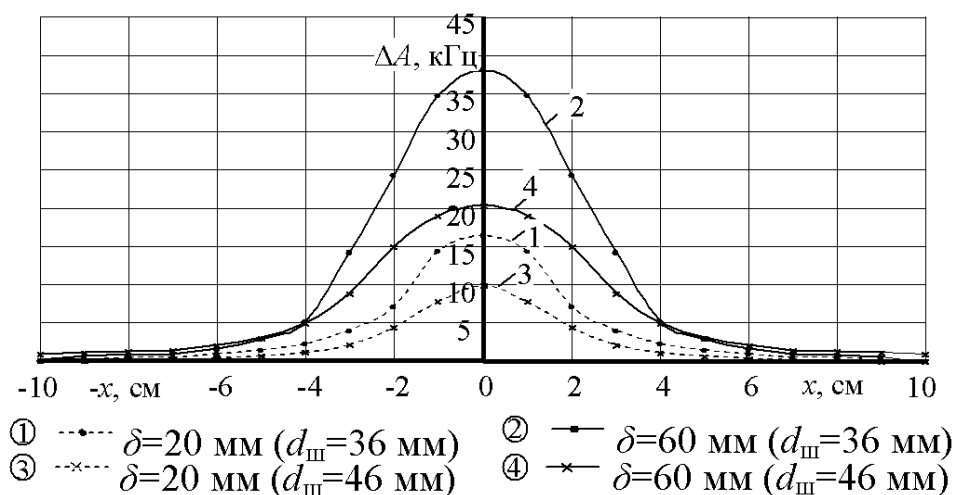


Рисунок 3 – Зависимость прироста показаний интроскопа по длине шпура для одного и того же раскрытия трещины при различных диаметрах шпура

На основании анализа полученных результатов можно отметить, что графики изменения показаний интроскопа вблизи одиночной трещины представляют собой куполообразные кривые, являющиеся результатом наложения зависимостей для двух смежных поверхностей раздела одной и той же трещины. Максимальная частота сигнала прибора приурочена к середине трещины, причем по мере роста ее раскрытия увеличиваются как ширина зоны влияния трещины, так и амплитуда возмущения. С ростом диаметра шпура величина показаний интроскопа

вне зоны влияния трещины несколько увеличивается, а амплитуда возмущения за счет влияния трещины уменьшается. Чем больше раскрытие трещины, тем ближе показания прибора приближаются к частоте сигнала на воздухе.

Из рис. 3 следует, что раскрытие трещины δ и диаметр шпура $d_{ш}$ являются взаимовлияющими факторами, причем больший прирост частоты сигнала в трещине с одним и тем же раскрытием имеет место при меньшем диаметре шпура. С ростом величины раскрытия трещины максимальное показание прибора посередине трещины и ширина зоны ее влияния увеличиваются, что предполагает рост частоты сигнала в заполнителе трещины A_3 , тогда как в выражении (1) значение частоты A_3 принимается авторами метода постоянным и равным показанию прибора либо на воздухе, либо в воде. Независимо от диаметра шпура, относительные показания интроскопа $\tilde{A} = (A_T - A_1) / (A_B - A_1)$, где A_T и A_1 – показания прибора, когда датчик установлен соответственно по центру трещины и вне зоны её влияния, могут быть представлены экспонентой ($corr = 0,989$):

$$\tilde{A} = 1 - \exp(-0,705 \delta l_3). \quad (5)$$

В реальных условиях одним из факторов, влияющих на показания интроскопа, является уступ на поверхности шпура, образующийся в результате перемещения разрушенных пород, что приводит к изменению положения зонда относительно оси шпура и появлению эксцентриситета e между осями шпура и зонда. Для изучения влияния этого фактора (см. рис. 1) вначале измерения проводили по длине шпура без эксцентриситета ($e = 0$) при различном раскрытии трещины δ , а затем создавали уступ между двумя частями модели на величину эксцентриситета. В шпуре диаметром $d_{ш} = 46$ мм эксцентриситету задавали значения $e = 8$ мм и $e = 4$ мм, а при $d_{ш} = 36$ мм – соответственно $e = 3$ мм и $e = 1,5$ мм. При этом вдоль оси z с одной стороны зонда кольцевой зазор $(d_{ш} - d_3) / 2$ увеличивался до максимума, а с другой – уменьшался до нуля.

Анализ полученных результатов позволяет отметить, что взаимовлияние двух факторов существенно изменяет картину распределения показаний интроскопа по длине шпура и усложняет ее расшифровку. Это связано, прежде всего, с разнонаправленностью влияния факторов. С одной стороны рост раскрытия трещины ведет к увеличению доли воздуха в зоне действия электромагнитного поля датчика и, как следствие, к увеличению прироста показаний интроскопа, максимум которого соответствует случаю, когда середина датчика совпадает с серединой раскрытия трещины. С другой стороны, при увеличении эксцентрисите-

та уменьшается зазор между поверхностью шпура и зондом, а, следовательно, растет объем породы в зоне действия датчика. Поэтому в области влияния эксцентриситета показания прибора уменьшаются и образуются купола, которые направлены вниз, причем их максимум соответствует случаю, когда силовые линии поля датчика в большей степени пересекают породу, а в меньшей – воздух.

Отмеченные закономерности наглядно демонстрируются на рис 4, С ростом раскрытия трещины показания интроскопа увеличиваются по нелинейной зависимости. Наличие эксцентриситета в шпуре приводит даже к появлению отрицательной области, что очень затрудняет расшифровку показаний интроскопа с целью установления трещинной пустотности массива.

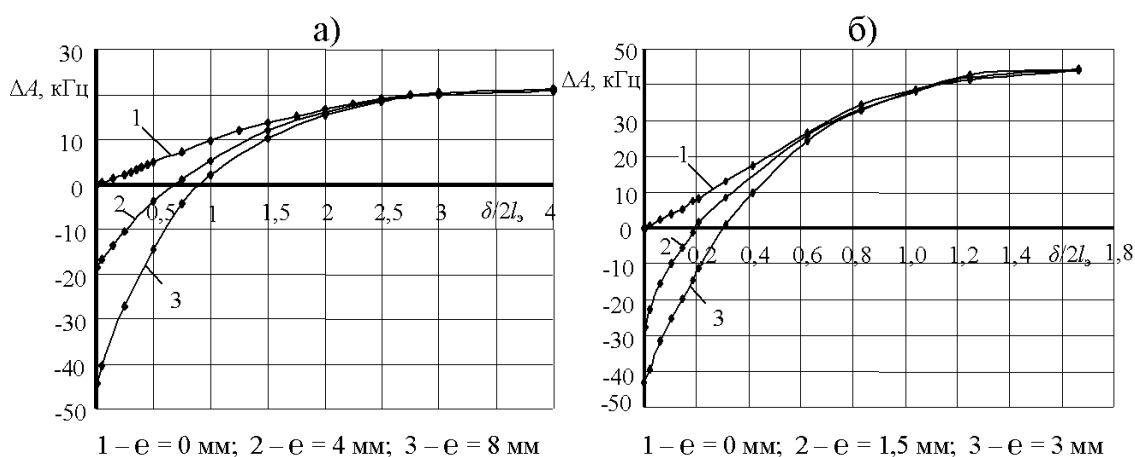


Рисунок 4 – Прирост показаний интроскопа по середине трещины в зависимости от её раскрытия при различных значениях эксцентриситета e в шпурах диаметром 46 мм (а) и 36 мм (б)

Таким образом, наличие трех взаимовлияющих факторов (диаметра шпура, раскрытия трещины и эксцентриситета) существенно усложняет картину распределения показаний интроскопа вдоль шпура, расшифровка которой с помощью методики [3], полученной на основании исследования влияния лишь одного фактора (раскрытия трещины), становится невозможной. Для решения отмеченной проблемы необходимо изменить конструкцию зонда и разработать новую методику замеров с целью стабилизации положения зонда в шпуре и усиления значимости трещинной пустотности в показаниях интроскопа.

Регрессионная модель зависимости показаний интроскопа от влияющих факторов. При устранении влияния эксцентриситета на показания прибора за счет изменения конструкции зонда основными влияющими факторами остаются диаметр шпура $d_{ш}$ и раскрытие тре-

щины δ . Для получения регрессионной зависимости изменения показаний интроскопа ΔA (кГц) в зоне влияния трещины от этих влияющих факторов использованы математические методы планирования экстремального эксперимента [4], планы которого представляют систему опытов, содержащую возможные неповторяющиеся комбинации выбранных факторов на экстремальных уровнях их варьирования. Для описания нелинейного факторного пространства выбрана модель второго порядка, учитывающая взаимодействия двух факторов: диаметра шпура – x_1 и раскрытия трещины – x_2 . Уровни варьирования входных факторов, представляемых в соответствии с [4] в кодированном виде, приведены в табл. 1.

Таблица 1 – Уровни и интервалы варьирования факторов

Наименование фактора и единицы измерения	Обозначение фактора	Уровни факторов			Интервал варьирования
		нижний -1	основной 0	верхний +1	
Диаметр шпура $d_{ш}$, мм	x_1	36	41	46	5
Раскрытие трещины δ , мм	x_2	0	20	40	20

Для определения коэффициентов в уравнениях регрессии проведено шесть опытов и один дополнительный в центре плана, который служил для проверки модели на адекватность. План-матрица и результаты полного двухфакторного эксперимента приведены в табл. 2.

Таблица 2 – План-матрица, среднее значение выходной величины \bar{y}_j и дисперсия воспроизводимости опытов $S^2\{y_j\}$

№	x_0	x_1	x_2	x_1x_2	y_1	y_2	y_3	y_4	\bar{y}_j	$S^2\{y_j\}$
1	+1	+1	+1	+1	136,74	137,53	136,86	137,66	137,20	0,22
2	+1	-1	+1	-1	135,32	135,66	135,54	135,31	135,46	0,03
3	+1	-1	-1	+1	79,91	81,10	80,72	81,28	80,75	0,41
4	+1	+1	-1	-1	121,35	121,45	121,75	121,74	121,58	0,05
5	+1	0	-1	0	127,86	127,01	127,95	127,05	127,47	0,30
6	+1	+1	0	0	115,96	115,76	114,32	116,12	115,54	0,85

После вычисления коэффициентов, уравнение регрессии второго порядка имеет вид:

$$y = 125,88 + 10,64x_1 + 17,58x_2 - 9,77x_1x_2 - 9,05(x_1)^2 - 1,92(x_2)^2. \quad (6)$$

Проверка адекватности полученной модели экспериментальным данным производилась статистически по методике, изложенной в рабо-

те [4]. При этом производилась оценка однородности дисперсий выходной величины через коэффициент Кохрэна, значимости коэффициентов уравнения регрессии по критерию Стьюдента и проверка модели на адекватность по критерию Фишера. Проверка показала, что все значения коэффициентов в уравнении регрессии (6) – значимы, а модель – адекватна. Сравнение значения выходной величины в центре плана со свободным членом уравнения регрессии позволило определить ошибку сходимости ε , которая составила 1,66%.

Разработка новой конструкции зонда для интроскопии породного массива. Работа с интроскопом в шахтных условиях позволила выявить следующие недостатки метода [2]: невысокая достоверность измерений, так как конструкция датчика не обеспечивает линейной связи между диэлектрической проницаемостью пород и показателями прибора; нестабильность частоты колебаний от внешних факторов (в частности от температуры); узкий диапазон измерения частоты; изменчивость чувствительности датчика по его длине при измерении на длинной базе; большая потребляемая мощность прибора, что ограничивает продолжительность его работы; нестабильность положения датчика относительно оси шпура в результате неравномерного износа направляющих о стенки шпура; ошибка измерения в результате уменьшения диаметра шпура вследствие развития деформационных процессов в породном массиве во времени; жесткая конструкция досылочного устройства, что затрудняет измерения при искривлении шпура.

Для учета установленных закономерностей и устранения отмеченных недостатков разработана новая конструкция интроскопа [5], общий вид которого представлен на рис. 5.

Достоверность измерений предложенным интроскопом, прежде всего, повышена путем внесения изменений в электрическую схему интроскопа, а именно, путем замены автогенератора гармонических колебаний релаксационным генератором прямоугольных импульсов, собранном на одной интегральной микросхеме и имеющим линейную зависимость частоты от электрической емкости.

Все входящие в микросхему радиоэлементы выполнены на одном полупроводниковом кристалле при одних и тех же технологических параметрах производства, что обеспечивает более высокую стабильность частоты колебаний от внешних факторов по сравнению с автогенератором, собранном на дискретных элементах. Высокая температурная стабильность обеспечивается также за счет применения микросхемы, работающей в режиме микротокков, не вызывающих нагрева микросхемы во время ее работы. Дополнительно для стабилизации частоты в схему интроскопа введен интегральный стабилизатор напряжения питания с коэффициентом стабилизации по напряжению $K_u=2000$.

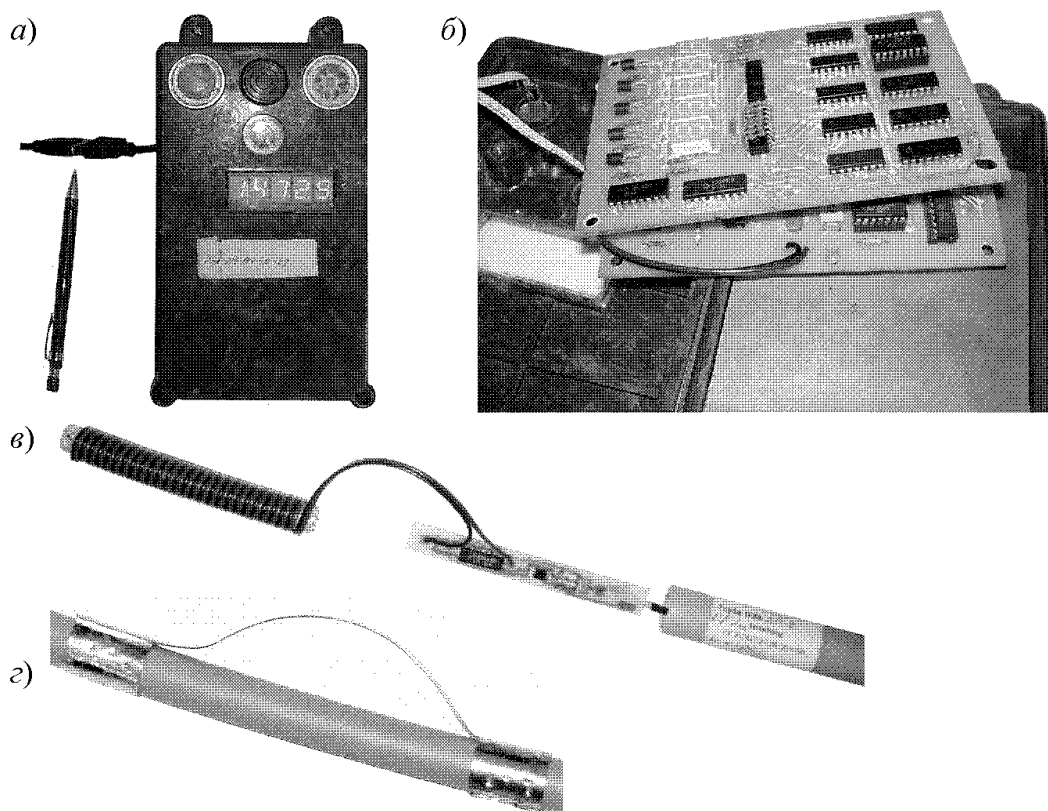


Рисунок 5 – Внешний вид измерительного блока интроскопа (а), его внутреннее устройство (б), конструкция зонда (в) и прижимного элемента (з)

Точность измерения частоты колебаний в усовершенствованном приборе возросла в 10 раз за счет увеличения разрядности частотомера от 0,1 кГц до 9999,9 кГц. Уменьшение потребляемой прибором мощности достигнуто за счет использования в измерительном блоке микросхем, изготовленных по технологии КМОП, и модуля индикации на основе семисегментных светодиодных индикаторов. Такое решение позволило применить динамическую индикацию, при которой отдельные знакоместа зажигаются поочередно с коротким интервалом переключения, поэтому зрительно воспринимаются как непрерывное свечение всех разрядов индикатора. В этом случае общая потребляемая индикатором мощность не зависит от его разрядности и равна мощности потребляемой одним знакоместом, что значительно меньше по сравнению с ранее применявшимися вакуумными люминесцентными индикаторами, основным источником потребления энергии которых являются цепи накаливания катодов. Уменьшение общей потребляемой мощности с

800 до 50 мВт значительно увеличило продолжительность работы прибора при питании его от батареи при проведении шахтных исследований, а также уменьшило нестабильность показаний интроскопа, связанную с изменением напряжения источника питания при его разрядке.

В первоначальном варианте (см. рис. 1) датчик прибора был жестким и состоял из трех элементов, образующих два параллельно включенных конденсатора. Такое включение обеспечивает симметричность характеристики прибора относительно середины зонда, однако при этом в зоне центрального электрода характеристика чувствительности датчика имеет провал. Устранить этот недостаток можно за счет увеличения числа параллельно включенных электродов, при этом характеристика чувствительности будет иметь несколько менее глубоких провалов, а при значительно большем числе электродов может быть получена практически равномерная характеристика. В усовершенствованном варианте интроскопа чувствительный элемент зонда реализован в виде спирали (рис. 5, в), навитой на гибкий каркас дву жильным проводом с наружным диаметром жилы 2 мм, что при длине датчика 104 мм соответствует 52 электродам.

Электронная схема зонда (рис. 5, в) собрана на печатной плате размером 14x120 мм, изготовленной из двухсторонне фольгированного текстолита, что позволяет разместить её совместно со спиральным датчиком в гибкой пластиковой трубе, которая одновременно играет роль досылочного устройства.

Для того чтобы измерения не зависели от зазора между стенками шпура и датчиком прибора, зонд в виде пластиковой трубы прижимается к стенкам шпура с помощью гибкой пружины, расположенной вдоль шпура (рис. 5, г). Данная конструкция зонда дает возможность приспособиваться к неровностям шпура и изменению его диаметра, допускает регулирование степени прижатия зонда за счет изменения жесткости пружины и позволяет измерять диаметр шпура по удлинению пружины, для этого один из ее концов закреплен кольцом на трубе, а второй выполнен подвижным, допускающим перемещение вдоль оси зонда.

Измерительный блок интроскопа собран на двух печатных платах (рис. 5, б) размером 90x140 мм, изготовленных из двухсторонне фольгированного текстолита. Размеры и расположение радиоэлементов на платах измерительного блока допускает их герметичное размещение в корпусе от шахтного анализатора метана «Сигнал-2», что дает возможность применять интроскоп в газовых шахтах.

Выводы. На основании проведенных исследований усовершенствованно приборно-методическое обеспечение для интроскопии породного массива емкостным методом, который позволяет оперативно проводить многоточечные измерения вокруг выработки при её проведении

или эксплуатации и получать достоверную информацию о состоянии пород, необходимую для повышения устойчивости выработок.

Библиографический список

1. Ямицков В.С. *Контроль процессов горного производства* / В.С. Ямицков. – М.: Недра, 1989. – 446с.

2. А.с. 1794253 СССР, МКИ G01V 3/18 *Способ определения неоднородностей массива горных пород* / Г.Г. Литвинский, В.А. Касьянов; Коммунарский горно-металлургический институт. №4790255/25; заявлено 8.02.90; опубл. 7.02.93. Бюл. №5.

3. Литвинский Г.Г. *Измерение структурных неоднородностей массива при сооружении выработок* / Г.Г. Литвинский, В.А. Касьянов // *Технология, механизация и организация строительства горных выработок*. – Кемерово: КПИ, 1988. – С.100-107.

4. Володарский Е.Т. *Планирование и организация измерительного эксперимента* / Е.Т. Володарский, Б.Н. Малиновский, Ю.М. Туз. – К.: Вища шк., 1987. – 280с.

5. Пат. №57376 Украина, МПК (2011.01) G01V 3/18. *Електроємнісний інтроскоп для масиву гірських порід* / М.О. Діденко, Г.В. Бабіюк, В.Ф. Пунтус. – №U2010 09387; заявл. 26.07.10; опубл. 25.02.11. Бюл. №4.

Рекомендована к печати д.т.н., проф. Литвинским Г.Г.

*к.т.н. Морус В.Л.
(ИГТМ НАН Украины, г. Днепропетровск, Украина),
к.т.н. Филимонов П.Е.
(ПАО «Шахта им. А.Ф. Засядько», г. Донецк, Украина)*

ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА ТОНКОСЛОЕВОГО ГРОХОЧЕНИЯ ПРИ ВРАЩАТЕЛЬНОМ ДВИЖЕНИИ ПРОСЕИВАЮЩЕЙ ПОВЕРХНОСТИ

Проведено дослідження технологічних параметрів процесу тонкошарового просівання при обертovому русі циліндричної поверхні типу СДАС. Обґрунтовано раціональні технологічні й конструктивні параметри барабанного грохота.

Ключові слова: *процес тонкошарового просівання, поверхні типу СДАС, технологічні й конструктивні параметри, барабанний грохот.*

Проведены исследования технологических параметров процесса тонкослоевого грохочения при вращательном движении цилиндрической просеивающей поверхности типа СДАЛ. Обоснованы рациональные технологические и конструктивные параметры барабанного грохота.

Ключевые слова: *процесс тонкослоевого грохочения, поверхности типа СДАЛ, технологические и конструктивные параметры, барабанный грохот.*

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. Современное развитие теоретических исследований в области обогащения полезных ископаемых и практические достижения в ней связаны с решением актуальной проблемы - повышением качества продукции и эффективности работы оборудования. Не менее важными являются и такие задачи как увеличение производительности, снижение эксплуатационных и энергетических затрат, создание простых, удобных в эксплуатации конструкций и другие. В полной мере все это относится и к важной составляющей процесса обогащения-классификации.

Для решения проблемы и текущих задач развитие обогатительной техники во всем мире и в нашей стране сориентировано на совершенствовании технологии и техники классификации. Создание новых технологий основывается на использовании новейших просеивающих поверхностей из самых современных материалов, характеризующихся высокой износостойкостью, эластичностью, низкими эксплуатационными затратами.

Анализ исследований и публикаций. Анализ теоретических и экспериментальных исследований последних лет [1-8] показывает, что из достаточно большого количества разнообразных средств классификации недостаточно исследованы и недооцениваются аппараты с вращательным цилиндрическим (коническим) рабочим органом. В частности, практически не изучены процессы классификации при тонкослоевом движении материала по вращающейся просеивающей поверхности из резиновых элементов типа сит динамически активных ленточных (СДАЛ) при тонком грохочении.

Исследования, выполненные в Институте геотехнической механики им. Н.С. Полякова НАН Украины, показали, что кинематика перемещения частиц материала внутри вращающегося цилиндрического рабочего органа с многозаходными транспортирующими спиралями существенно зависит от ряда факторов и, в первую очередь, от угла наклона барабана, частоты и направления его вращения. Это позволяет использовать аппараты такого типа не только как классифицирующее, но и как транспортирующее устройство, способное доставить материал на разные отметки фабрики для дальнейшей его переработки.

Кроме того, установлено, что наличие динамически активных просеивающих поверхностей из резиновых элементов СДАЛ и многозаходных транспортирующих спиралей позволяет создать при больших (свыше 10^0) углах наклона оси вращения барабана перемещение надрешетных фракций по транспортирующим спиралям навстречу подаче исходного материала в барабан. Другими словами, происходит циркуляционное движение частиц материала в продольной и поперечной плоскости барабана. Это создает условия для трехпродуктного разделения материала, когда наряду с надрешетным к подрешетным продуктам выделяются и крупные фракции через верхний торцевой проем барабана.

Постановка задачи. Таким образом, целью настоящих исследований является установление закономерностей и параметров процесса гидрогрохочения при тонкослоевом перемещении материала по цилиндрической вращающейся поверхности, оснащенной динамически активными просеивающими поверхностями типа СДАЛ.

Изложение материала и его результаты. Движение материала тонким слоем обычно реализуется в крутонаклонных плоских или дугowych грохотах. В этих случаях грохоты работают с очень высокими производительностями. Наличие крутого угла наклона просеивающей поверхности и тонкого слоя материала на ней обеспечивают одновременно высокий уровень эффективности и необходимую производительность.

Для создания такого же режима в крутонаклонной вращающейся поверхности при большей производительности по исходному и выполнена реконструкция стенда барабанного грохота с замкнутым циклом

питания. Режим, подобный тонкослоевому в дуговых грохотах, в данном случае создается благодаря наличию многозаходных спиралей и определенной частоте и направлению вращения барабана. Тонкослоевым движением материала в этом случае можно назвать условно. Истинная траектория перемещения частиц материала внутри вращающегося барабана сложнее, а в некоторых режимах происходит одновременно в двух плоскостях.

Реконструкция стенда заключалась в создании специального фрикционного привода, обеспечивающего свободный доступ к торцевым частям барабана, надежное сцепление с бандажом и устойчивое вращение массивного барабана с материалом при больших (до 30-40 град.) углах наклона оси вращения. Схема реконструированного стенда представлена на рисунке 1. Основными элементами стенда являются: барабанный грохот 1, верхний 2 и нижний 3 баки, трубопроводы 4, 5, 9, насосы 6, приводы грохота 7 и насосов 8, электрическая аппаратура управления пуском стенда и заданием различных режимов процесса грохочения.

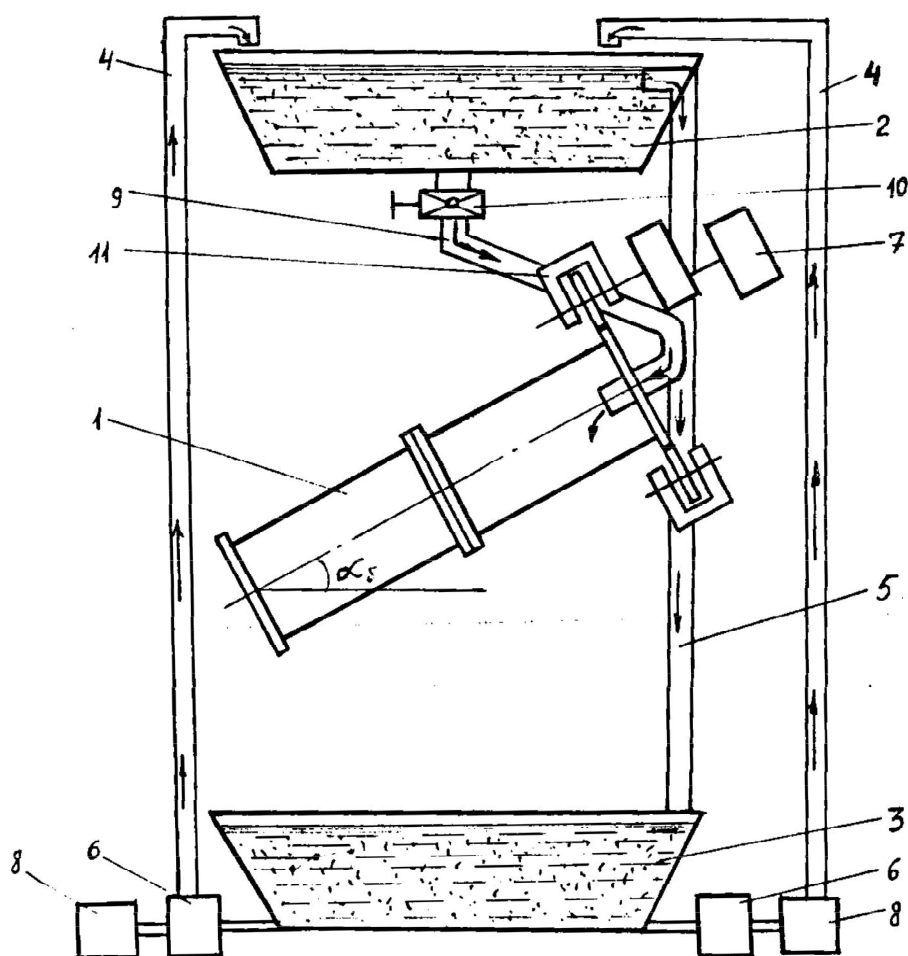


Рисунок 1 - Схема реконструированного стенда

Общий вид стенда показан на рисунке 2.

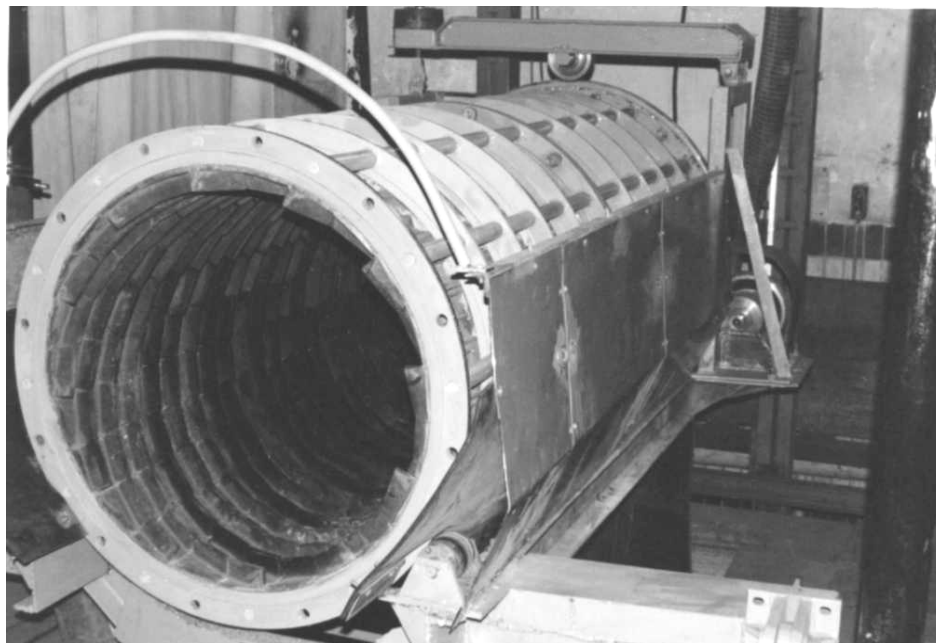


Рисунок 2 - Общий вид стенда

Особенностью лабораторных экспериментальных исследований являлось получение результатов в условиях, максимально приближенных к промышленной эксплуатации грохотов и просеивающих поверхностей типа СДАЛ. Циркуляционное перемещение сыпучего материала от вращательного движения СДАЛ осуществлялось в барабанном грохоте специальной модульной конструкции: диаметр барабана 0,8 м, длина 2,17 м, площадь сита 5,45 м². Исходное питание в грохот подается из верхнего бака 2 через задвижку 10. Верхний бак 2 снабжен переливным порогом, успокоителями и трубами ввода 4. Выходное сечение трубы 9 расположено непосредственно над окном задвижки 10 на расстоянии около 500 мм. Этим обеспечивается подача жидкой и твердой фаз, образующих пульпу, непосредственно в зону задвижки, а также их перемешивание за счет отражения от стенок бака потоков жидкости. Твердая и жидкая фазы подаются в верхний бак 2 центробежными насосами 6, всасывающие патрубки которых соединены со сливной горловиной нижнего бака 3, предназначенного для сбора продуктов грохочения и их смешивания с пульпоносителем.

Барабан приводится во вращение с помощью фрикционного привода 11, составные части которого представлены на схеме (рис. 3). Основу его (рис. 3а) составляет бандаж, смонтированный по образующей цилиндра барабана, и специальные фасонные ролики - приводной и

поддерживающий. Движение приводного ролика осуществляется с помощью редуктора.

Желоб приводного ролика (рис. 3б), охватывающий бандаж, соприкасается с последним в двух точках, т.е. имеет две поверхности сцепления, через которые и передается тяговое усилие. Расчеты, выполненные ранее, показали, что для реализации силы тяги $G\mu$ (где μ - коэффициент трения), угол между стенками паза приводного ролика должен составлять 60° . При этом угол установки на барабане между приводным и неподвижным фасонными роликами должен составлять 150° .

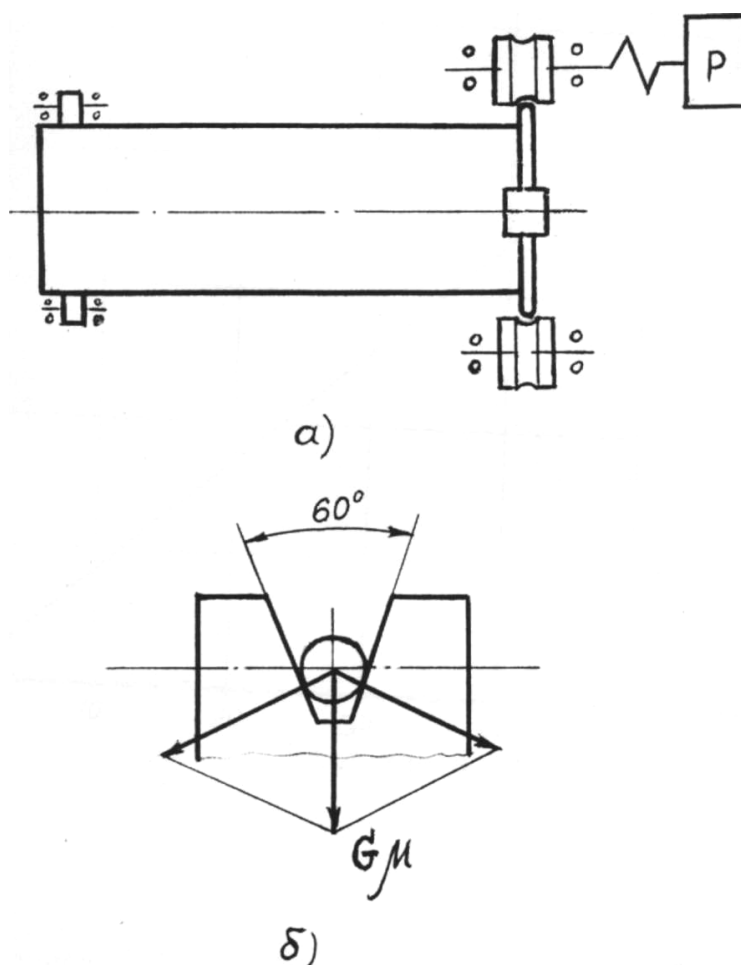


Рисунок 3 – Схема фрикционной передачи привода барабанного грохота

Таким образом, приводным является один ролик, что существенно упрощает конструкцию привода. Кроме того, система содержит еще один ролик и поддерживающие конструкции, что не позволяет фасонным роликам потерять контакт с бандажом при больших углах подъема оси барабана.

Наладка стенда осуществлялась поэтапно и в комплексе. Работа двигателя приводного устройства проверялась после монтажа на раме. Проверена работа фрикционной передачи при различных частотах вращения барабана и углах подъема его оси. Устранены зазоры. Верхним роликом создано дополнительное прижатие фасонного ролика к барабану.

Комплексная наладка работы стенда включала в себя проверку работы насосов пульпоподачи и всего режима циркуляции пульпы.

Осуществлены отборы проб исходного материала с целью тарировки задвижки пульпоподачи. Тарировочный график показан на рисунке 4. Функцией производительности по исходному питанию $Q_{исх}$, является выход винта задвижка $\Delta_{винта}$.

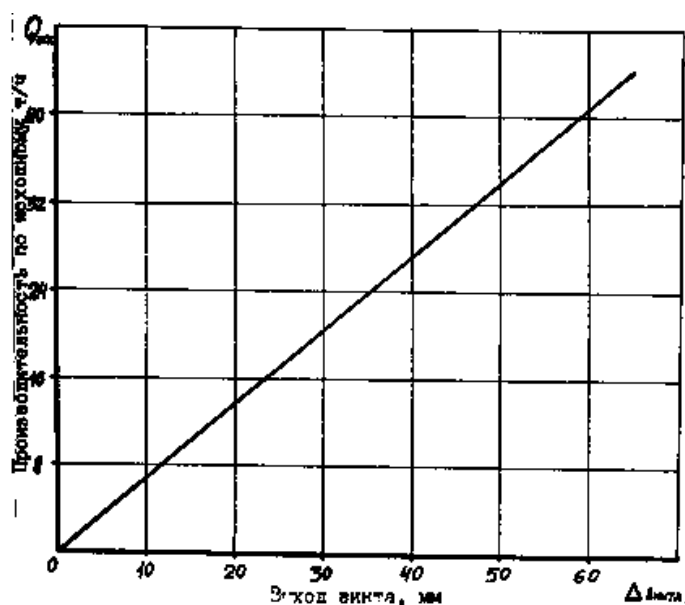


Рисунок 4 – График тарировки задвижки пульпоподачи

Важной принципиальной особенностью стенда является возможность осуществления регулируемого реверсивного вращения барабана, что позволяет предать широкий спектр режимам работы грохота. В совокупности же с плавной подачей исходного материала, регулировкой состава пульпы и системой регулирования угла наклона или подъем оси барабана (от -8 град, до +30 град.) имеется возможность задать режим работы, отличный от традиционных для такого типа устройств. Частота вращения барабана регулируется от 0 до 40 мин⁻¹, подача исходного материала - от 0 до 80 т/ч.

Просеивающие элементы СДАЛ с ячейкой 2,5 мм установлены внутри цилиндрического барабана с многозаходными спиралью. Вращение барабана, наклон грохота и наклон спиралей способствуют пере-

мещению материала (пульпы) по зигзагообразной траектории, его просеиванию и обезвоживанию. В зависимости от величин этих параметров, а также места загрузки, создаются различные режимы перемещения материала и, соответственно, различные качественные показатели классификации - эффективность и производительность грохочения, "замельченность" надрешетного продукта. В этом состоит новизна экспериментальных исследований.

Отличительной особенностью станда является наличие свободных торцевых проемов, куда беспрепятственно может разгружаться надрешетный продукт и отбираться пробы для последующей их обработки и анализа.

На рисунке 5 представлен диапазон возможностей реализации различных вариантов конструкций и технологического назначения барабанных грохотов с динамически активными рабочими поверхностями типа СДАЛ и многозаходными транспортирующими спиралями. Позиция а) рисунка 5 демонстрирует традиционную схему сухого или мокрого грохочения, при котором угол наклона барабана α_b составляет 0-5 град. В этом случае исходный материал подается в верхнюю часть барабана, а надрешетный выходит с нижней.

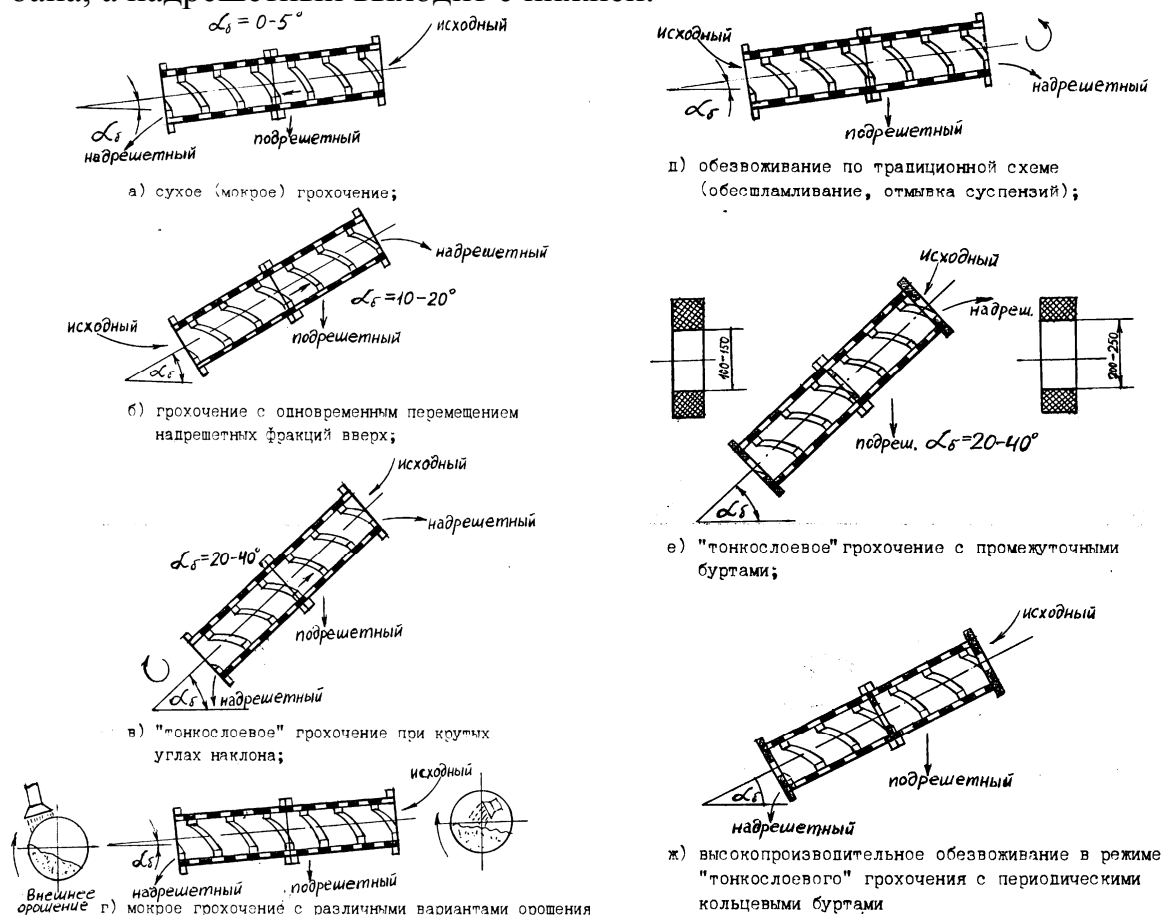


Рисунок 5 – Схемы возможного технологического использования

Возможно осуществлять грохочение и одновременно перемещать надрешетные фракции вверх (рис. 5,б), При этом угол подъема оси барабана может достигать 20 град, и более. Мокрое грохочение по традиционной схеме (рис. 5,г) может быть выполнено с различными вариантами орошения: внутренним, внешним и комбинированно.

Новый вариант технологического назначения грохотов такого типа предполагает осуществление "тонкослоевого" грохочения при крутых (20, 30 и более градусов) углов наклона оси барабана (рис. 5,в). При этом задается такое направление вращения, когда частицы подрешетных фракций движутся от транспортирующих спиралей навстречу подаче исходного материала. Таким образом, происходит одновременное циркуляционное движение частиц в продольной и поперечной плоскостях барабана. Увеличивается время пребывания материала в грохоте, улучшается эффективность грохочения, облегчен повторный запуск грохот после внезапной остановки. В этом новом варианте для улучшения качества грохочения могут быть использованы специальные бурты (рис. 5,е), расположенные по стыкам и торцам барабанов-модулей, способствующие торможению материала внутри барабана и лучшему его разделению.

Барабанные грохоты могут осуществлять еще несколько важных технологических функций: обезвоживание, обесшламливание, отмывку суспензий. Эти функции могут быть выполнены как по традиционной схеме (рис. 5,д), так и в режиме "тонкослоевого" грохочения с периодически установленными кольцевыми буртами (рис. 5,ж).

Для отработки методики экспериментальных исследований выполнены предварительные эксперименты, цель которых состоит в анализе механики перемещения сыпучего материала в области больших углов подъема оси вращения цилиндрической просеивающей поверхности из резиновых элементов СДАЛ с многозаходной транспортирующей спиралью. На основании этих исследований были установлены области варьирования конструктивных и режимных параметров, необходимые при дальнейшем проведении технологических исследований настоящего этапа работы. Для этого барабан грохота заполнялся материалом 3-7 мм. Эти фракции выбрали для того, чтобы исключить просеивание (ячейка сита 2,5 мм) и наблюдать изменение режимов перемещения при варьированы частоты вращения и угла наклона оси барабана.

При изменении направления вращения против направления транспортирования спиралью материал двигался в сторону загрузки. Так при угле наклона оси барабана 10-15 град, и изменении частоты вращения от 15 до 24 мин⁻¹ сохранялся водопадный режим перемещения материала вверх, в сторону загрузки. То есть, с увеличением скорости вращения происходит увеличение скорости транспортирования вверх и

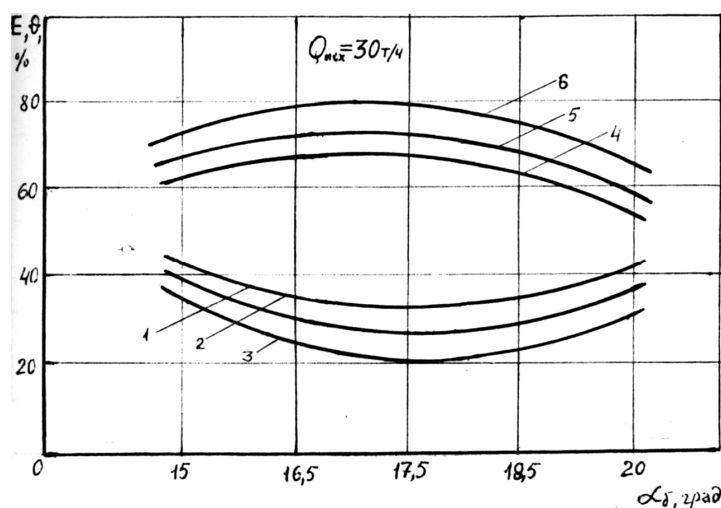
выгрузки через верхний торцевой проем. При этом режим перемещения меняется с каскадного на смешанный и, наконец, чисто водопадный.

При угле наклона 20 град, и более при частоте вращения 15 мин^{-1} начинается разгрузка материала в нижнем торцевом проеме барабана. Наблюдается движение крупных фракций вверх, к верхнему, мелких фракций - вниз, к нижнему торцевым проемам. Таким образом, исходит разделение фракций внутри рабочего органа. Этот эффект сохраняется и при увеличении частоты вращения до $20-26 \text{ мин}^{-1}$. Интенсивность разделения при этом возрастает.

Обнаруженный эффект перемещения материала при крутых углах наклона оси барабана позволяет осуществлять грохочение с получением с одной провеивающей поверхности трех продуктов - подрешетного и двух надрешетных. Он позволяет сформулировать новое перспективное направление дальнейших исследований механики грохочения.

Выполнены технологические экспериментальные исследования тонкослоевого грохочения на полноразмерном стенде с замкнутым циклом питания исходным материалом.

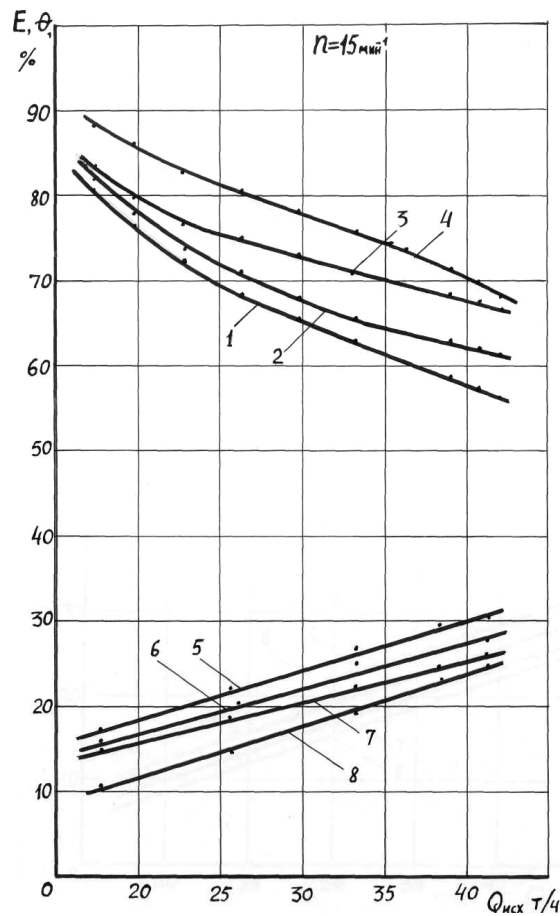
Остановимся на описании и анализе полученных результатов. На рисунках 6-8 представлены графики зависимостей основных показателей грохочения - эффективности и "замельченности" надрешетного продукта от частоты вращения барабана, угла наклона оси барабана и производительности по исходному питанию. Полученные зависимости характеризуются плавным изменением параметров, отсутствием ярко выраженных экстремальных зон и интервалов, имеющих значительные отклонения исследуемых параметров.



для частоты вращения 1-4; 2-5; 3-6; 4-10; 5-15; 6-20 мин^{-1}

Рисунок 6 – Зависимости "замельченности" надрешетного продукта и эффективности грохочения от угла наклона барабана

Так, из графика зависимостей $E, \theta = f(\alpha_0)$ (рис. 6), построенного для производительности по исходному питанию 30 т/ч, следует, что с увеличением угла наклона оси барабана происходит плавное изменение функций E и θ , кривые носят параболический характер. При увеличении угла наклона с 15 град, до 17,5, происходят снижение уровня "замельченности" и, соответственно, увеличение эффективности грохочения на 24-39 %. Дальнейшее увеличение угла наклона приводит к увеличению "замельченности" и снижению эффективности. Это характерно для любых частот вращения барабана. Однако, чем выше частота вращения барабана, тем меньше процент "замельченности" и выше эффективность грохочения.



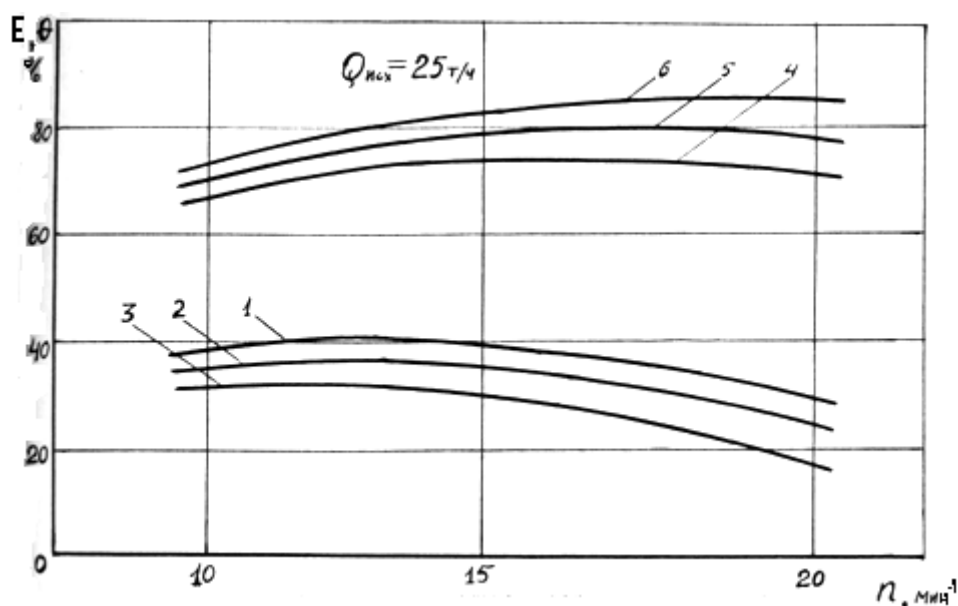
для угла наклона барабана 1,5 – 0; 2,6 – 2; 3,7 – 6; 4,8 – 10 град

Рисунок 7 – Зависимости "замельченности" надрешетного продукта и эффективности грохочения от производительности по исходному питанию

Для иных производительностей по исходному питанию характер изменения параметров, показанных на рисунке 5, сохраняется. Однако,

с уменьшением $Q_{исх}$, "замельченность" надрешетного и эффективность грохочения изменяются по-разному, в зависимости от угла наклона оси α_6 - частоты вращения барабана. До угла наклона 15 град, и частоты 10 мин^{-1} θ уменьшается, а E возрастает соответственно на 10-20 %. При угле наклона 17,5 град θ начинает увеличиваться на 6-11 %, эффективность практически не меняется. С увеличением угла наклона до 20 град, с ростом частоты снижается "замельченность" и увеличивается эффективность грохочения более существенно - на 28-40 %.

Подобные изменения объясняются изменением характера перемещения материала в транспортирующих спиралях при различных частотах вращения барабана. При увеличении частоты происходят переход режимов движения от каскадного до водопадного, и при разных углах на оси эта частота разная. Чем больше угол, тем большую частоту следует задать для достижения водопадного режима. С увеличением частоты вращения возрастает эффект центрифугирования, что, с одной стороны, улучшает просеивание материала (выход подрешетного), а с другой - уменьшает скорость движения материала внутри барабана и снижает производительность по надрешетному продукту.



для угла наклона барабана 1 - 4; 2 - 5; 3 - 6; 4 - 15; 5 - 17,5; 6 - 20 град

Рисунок 8 – Зависимость "замельченности" надрешетного продукта и эффективности грохочения от частоты вращения барабана

На рисунке 7 представлены зависимости "замельченности" надрешетного продукта и эффективности грохочения от производительности по исходному питанию, взятые для частоты вращения 15 мин^{-1} .

Кривые носят пологий характер с небольшим увеличением значений в области производительностей 24-25 т/ч. Оно составляет 14-16 %.

Для меньших углов наклона оси барабана характерны большая "замельченность" надрешетного продукта и меньшая эффективность грохочения. Эта закономерность прослеживается и для других (10, 20 мин⁻¹) частот вращения.

Из рисунка 7 видно, что, с увеличением угла наклона оси от 15 до 20 градусов, "замельченность" надрешетного снижается, примерно, 14-26%, а эффективность грохочения возрастает на 8-13 %. Таким образом, для данной частоты вращения и указанных на рисунке 7 углов α_6 – тонкослоеое грохочение с наилучшими технологическими показателя обеспечивается при производительностях по исходному питанию, равных 24-25 т/ч.

Из двух предшествующих зависимостей (рис. 6, 7) вытекает третья - зависимость θ и E от частоты вращения барабана (n), приведенная на рисунке 8 для производительности по исходному питанию 25 т/ч. Характер кривых свидетельствует о том, что с увеличением наклона оси снижается "замельченность" и увеличивается эффективность грохочения. Так, например, для $\alpha_6 = 20$ град., по сравнению с $\alpha_6 = 15$ град., "замельченность" снизилась в среднем на 34 %, а эффективность грохочения возросла на 13 %.

Оценивая уровень полученных результатов, можно отметить следующее. Экспериментальными технологическими исследованиями установлено, что режим тонкослоеого грохочения материала на наклонной вращающейся поверхности с многозаходными транспортирующими спиралям, при котором достигаются высокие технологические показатели, можно осуществить в классифицирующих устройствах барабанного типа. Так как исследования выполнены на стенде с полноразмерным барабанным грохотом модульной конструкции, то результаты их вполне могут быть использованы на практике в реальных производственных условиях. При любых углах наклона оси барабана возможно достичь наилучших показателей разделения для грохотов подобного типа, находящихся в технологических цепях обогатительных фабрик. Это достигается с помощью плавной регулировки частоты вращения барабана и задаваемой производительности по исходному. Кроме того, наличие транспортирующих спиралей и правильный выбор частоты и направления вращения барабана создают необычные для традиционных машин подобного типа режимы перемещения материала внутри цилиндрической вращающейся поверхности, которые способствуют эффективному разделению исходного материала. Следует отметить, что эксперимент выполнялся с использованием резиновых динамически активных просеивавших элементов типа СДАЛ с ячейкой 2,5 мм, осуществляющих

режим тонкого грохочения. Это новое использование таких установок, так как традиционные барабанные грохоты, используются в основном для среднего и мелкого грохочения (ячейки 60-6 мм). Кроме того, наличие практически не забивающихся материалом эластичных СДАЛ обеспечивает наилучшее просеивание и качество подрешетного продукта.

Исследования показали, что рациональный режим тонкослоевого грохочения может быть достигнут и при крутых (20 и более градусов) углах наклона оси барабана.

По данным эксперимента тонкослоевое грохочение с наилучшими технологическими параметрами обеспечивается:

- для угла наклона оси барабана 15 град.: при $n=20$ мин⁻¹ $Q_{исх}=19$ т/ч;
- для $\alpha_б=17,5$ град.: при $n=20$ мин⁻¹ и $Q_{исх}=30$ т/ч;
- для $\alpha_б=20$ град.: при $n=15$ мин⁻¹ и $Q_{исх}=30$ т/ч.

Таким образом, в случае регулируемости конструктивных параметров грохота (частоты вращения, угла наклона оси барабана) возможно для любой производительности по исходному питанию установить рациональный режим тонкослоевого грохочения.

Практическое использование предоставленных выше параметров грохочения возможно осуществить на действующих фабриках. Однако, следует учесть, что на основные технологические показатели (производительность, "замельченность" надрешетного продукта и эффективность грохочения) влияют также факторы, зависящие от физико-механических свойств материала (плотность, пропускная способность грохота) и конструктивно-механические факторы (размеры грохота, режим его работы). Это обстоятельство предполагает в каждом конкретном случае использования внести коррективы в выбор рациональных параметров грохочения. Поэтому для каждого угла наклона оси барабана значения параметров расширяются. Так, например:

- а) для $\alpha_б=15$ град.: $n=18-24$ мин⁻¹; $Q_{исх}=25$ т/ч;
- б) для $\alpha_б=17,5$ град.: $n=18-24$ мин⁻¹; $Q_{исх}=28-35$ т/ч;
- в) для $\alpha_б=20$ град.: $n=13-18$ мин⁻¹; $Q_{исх}=28-35$ т/ч;
- г) для $\alpha_б=25$ град.: $n=12-15$ мин⁻¹; $Q_{исх}=30-40$ т/ч.

Выводы.

На основании выполненных исследований процесса тонкослоевого грохочения при вращательном движении просеивающей поверхности можно сделать следующие выводы:

1. Режим тонкослоевого грохочения при движении материала по наклонной вращающейся поверхности достигается при плавном регулировании частоты вращения и технологической нагрузки на грохот.

2. Важными особенностями, способствующими созданию режима тонкослоевого грохочения, являются наличие многозаходных транспор-

тирующих спиралей и направление вращения барабана, противоположное направлению транспортирования.

3. Анализ зависимостей основных технологических показателей разделения позволяет сделать заключение о следующем:

- наилучший режим тонкослоевого грохочения с минимальной "замельченностью" надрешетного продукта и максимальной эффективностью обеспечивается при углах наклона оси барабана 17-18 град.;

- каждому углу наклона оси барабана соответствуют разные частоты вращения последнего, при которых реализуются наилучшие технологические показатели;

- чем выше частота вращения, тем ниже уровень "замельченности" надрешетного продукта и выше эффективность;

- для обеспечения наилучших технологических показателей грохочения при увеличении угла наклона оси барабана необходимо увеличивать частоту вращения;

- установлено, что уровень "замельченности" в среднем составил 21-31 %, а эффективность грохочения - 70-81 %;

- тонкослоевое грохочение при крутых углах наклона обеспечивает трехпродуктовое разделение материала и отсутствие затруднений по запуску грохота при завале его после внезапной остановки.

4. Для режима тонкого грохочения впервые получены, приемлемые для рекомендаций производителям, параметры тонкослоевого грохочения на цилиндрической вращающейся поверхности с использованием эластичных СДАЛ.

5. Впервые установлен и описан режим циркуляционного движения материала в продольной и поперечной плоскостях барабана.

6. Установлен новый эффект трехпродуктового разделения материала на одной просеивающей поверхности, заключающийся в одновременном движении мелких частиц вниз, а крупных - вверх и просеивании.

7. Эффективному использованию тонкослоевого грохочения способствуют незабывающиеся сита динамически активные ленточные.

8. Из результатов экспериментальных исследований вытекают следующие рекомендации:

- полученные параметры тонкослоевого грохочения на барабанном грохоте модульной конструкции могут быть рекомендованы для использования на грохотах подобной конструкции в технологических цепях обогатительных фабрик;

- рекомендуется использовать резиновые СДАЛ в качестве просеивающих поверхностей грохотов с вращающимся движением рабочего органа и многозаходными транспортирующими спиральями;

– новым перспективным направлением дальнейших исследований следует считать работы по использованию эффекта одновременного разнонаправленного движения частиц надрешетных фракций для осуществления трехпродуктового разделения материала.

Библиографический список

1. Исламов М.С. Угол подъема сыпучего материала во вращающемся барабане и влияние его на структуру поперечного сечения загрузки / М.С. Исламов // Кам. политех. ин-т., Набережные Челны. - 1990. - 11 с.

2. Назаренко М.В. Регулирование угла наклона сита инерционного грохота / М.В. Назаренко // Изв. вузов. Горн. ж., 1997. - № 1-2. - С. 113-117.

3. Рабочие поверхности грохотов // Aufbereit.-Techn. - 1996. - 37, № 8. - С. 401.

4. Берлин А.М. Новая просеивающая поверхность для грохочения рядовых углей повышенной влажности / А.М.Берлин, В.И. Рокач // Уголь Украины, 1996. - № 12. - С. 29-31.

5. Опыт применения резино-струнных сит на обогатительных фабриках / А.М. Ольховский и др. // Горн. Ж., 1995. - № 3. - С. 41-42.

6. Исследование процессов, машин и аппаратов разделения материалов по крупности // Междвед. сб. научн. тр. Механобр. Ред. Вайсберг Л.А. - Л., 1988. - 183 с.

7. Исламов М.С. О движении материала по наклонной плоскости / М.С. Исламов // Кам. политехи. ин-т., Набережные Челны, 1990. - 21 с.

8. Технология просеивания будущего // Neue Bergbautech, 1991. - 21, № 6. - С. 238.

Рекомендована к печати д.т.н., проф. Фрумкиным Р.А.

*к.т.н. Скленович К.З.,
Пронь П.А.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ГОРИЗОНТАЛЬНОГО РАСПОРА НА НАПРЯЖЕННО – ДЕФОРМИРОВАННОЕ СОСТОЯНИЕ ПОЧВЫ ПОДГОТОВИТЕЛЬНОЙ ВЫРАБОТКИ

Досліджені напруження, підняття підосви підготовчої виробки під впливом горизонтальної відсічі при вирішенні задач МСЕ.

***Ключові слова:** підосва виробки, напруження, підняття підосви, МСЕ.*

Исследованы напряжения, поднятия почвы подготовительной выработки под влиянием горизонтального отпора при решении задач МКЭ.

***Ключевые слова:** почва выработки, напряжения, поднятия почвы, МКЭ.*

Пучение почвы в подготовительных выработках значительно осложняет обеспечение их устойчивости, особенно на большой глубине, и является сложным процессом движения массива внутрь выработки. Выделяют два основных вида пучения: обусловленное выдавливанием породы из-под «штампа»; в результате перераспределения напряжений в массиве пород. При этом образуются складки в почве в результате пластических деформаций сжатия [1], продольно-поперечного изгиба [2], разрушения, разрыхления [3], вытеснения породы в выработку силами бокового распора второго порядка, т.е. направленных в сторону выработки в результате действия горизонтальных напряжений [4].

Цель работы – исследовать влияние горизонтального отпора в почве подготовительной выработки на ее напряженно-деформированное состояние.

Горизонтальный отпор создается механическим воздействием на породы в противоположном направлении боковому распору из полостей в почве выработки (скважины, щели), а напряженно-деформированное состояние почвы исследуется на моделях методом конечных элементов.

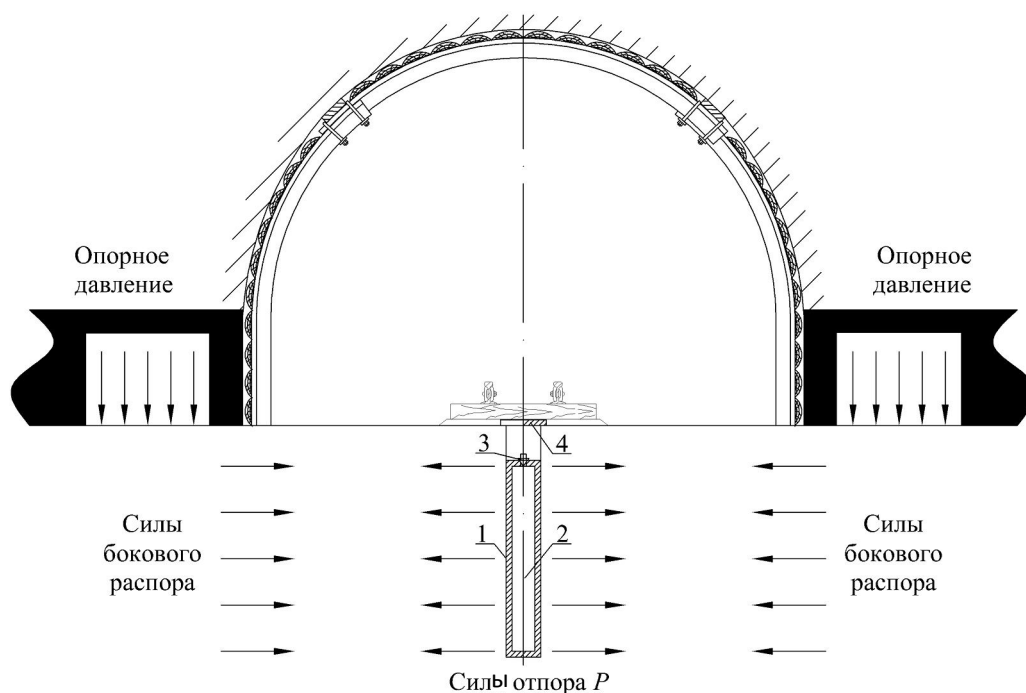
Задачи решены для следующих горно-геологических условий отработки пласта: мощность 1,25 м, в кровле – аргиллит мощностью 5,75 м, прочностью 30 МПа, выше известняк мощностью 2,5 м, прочностью 98 МПа. В почве расположен аргиллит мощностью 0,75 м, прочностью

на сжатие 60 МПа, ниже которого алевролит мощностью 1,4 м, прочностью 50 МПа, а затем песчаник мощностью 5 м и прочностью 80 МПа. Угол падения пласта 5° . Глубина заложения выработки – 680 м.

Горнотехнические условия: система разработки – столбовая, длина лавы 200 м, ширина выработки 4,0 м, высота - 3 м, подрывка пород – верхняя.

Размеры модели: длина – 961 м; ширина – 1064 м; высота – 914 м, приняты с учетом влияния очистного забоя. Модель состоит из 45696 изопараметрических шести и восьмиугольных универсальных конечных элементов, размеры которых от $0,25 \times 0,25 \times 0,25$ м у выработок и до $100 \times 200 \times 100$ м у границ модели. На узлы граничных поверхностей модели наложены связи, ограничивающие их перемещения [5].

Схема создания горизонтального отпора в почве подготовительной выработки приведена на рисунке 1.



1 – полость (скважина, щель), 2 – емкость со сжатым воздухом, 3 – прямой и обратный клапан, 4 – перекрытие полости

Рисунок 1 – Схема создания горизонтального отпора в почве подготовительной выработки

Решены объемные задачи МКЭ, в которых размеры прямоугольной полости (1) в почве: длина вдоль выработки 0,7 м, ширина 0,3 м, глубина 2,25 м; модуль пропорциональности материала емкости (2) и породы равны. Емкости заполнены воздухом под давлением 1, 3, 6, 9 МПа.

Исследования проведены для линейно и нелинейно деформированных массивов. Проанализированы напряжения, поднятия почвы на расстоянии 0,7 м впереди лавы, т.е. в зоне максимального опорного давления.

Распределение напряжений в почве выработки показано на рисунке 2, когда не применяется отпор, и на рисунке 3 при механическом воздействии на массив для создания отпора 9 МН, т.е. при максимальном отпоре.

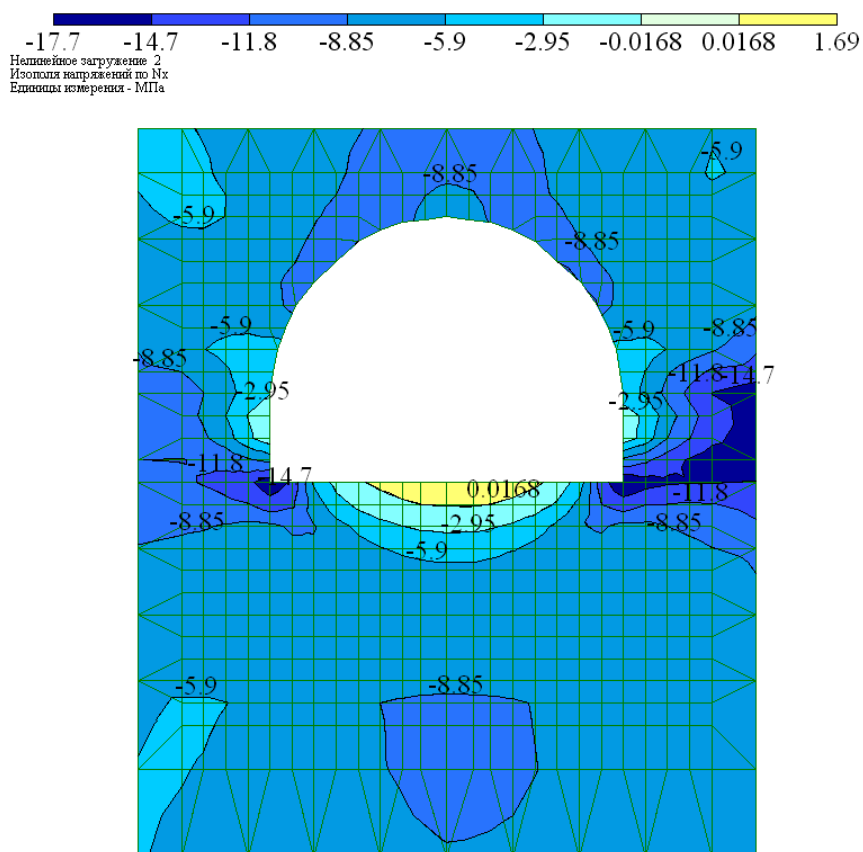


Рисунок 2 – Распределение горизонтальных напряжений вокруг выработки на расстоянии 0,7 м перед лавой (массив пород)

Различия существенные: напряжения возросли с 5,9 МПа до 12,6 МПа, т.е. больше чем в 2 раза; в непосредственной близости от полости появились растягивающие напряжения, особенно значительные у устья полости, где они превысили предел прочности породы на растяжение. При уменьшении отпора до 6, 3 МН горизонтальные напряжения снизились с 12,6 МПа до 9,4 МПа.

По результатам решения задач пучения почвы у стенок выработки составило 1,5 мм со стороны массива угля и 2,5 мм со стороны лавы. Эти данные соответствуют упругому изгибу при ширине выработки 4 м.

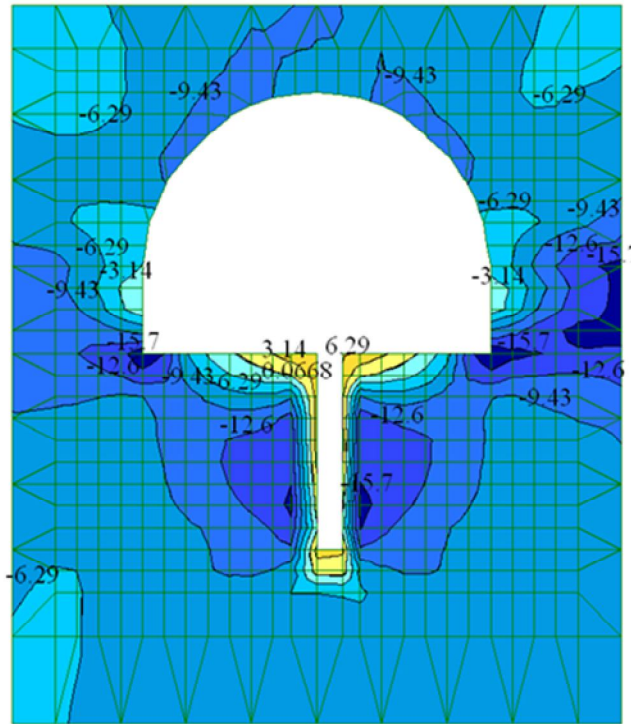
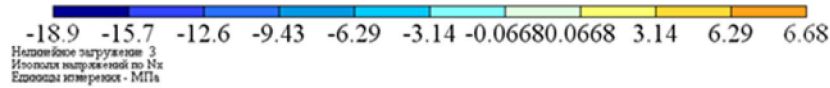


Рисунок 3 – Распределение горизонтальных напряжений вокруг выработки на расстоянии 0,7 м перед лавой (щель с отпором 9 МН)

На рисунке 4 в укрупненном масштабе показано влияние механического воздействия на почву выработки.

Зоны влияния горизонтального отпора распространяются на 1,2-1,3 м, т.е. на треть ширины выработки.

Пучение при отпоре 3 МН составило 89,7% от пучения почвы в выработке без механического воздействия на массив.

На рисунке 5 приведены кривые, характеризующие пучение почвы по ширине выработки при нелинейно деформируемом массиве. При отпорах 9 и 6 МН пучение почвы увеличилось на 38 и 14%, соответственно, образовались складки с максимальным пучением почвы.

В глубь массива от подошвы выработки поднятие почвы интенсивно уменьшается и на расстоянии 7,2 м становится равномерным, равным 2,8 мм.

Горизонтальные напряжения вдоль выработки впереди очистного забоя увеличиваются с увеличением отпора, увеличиваются и размеры зон влияния отпора.

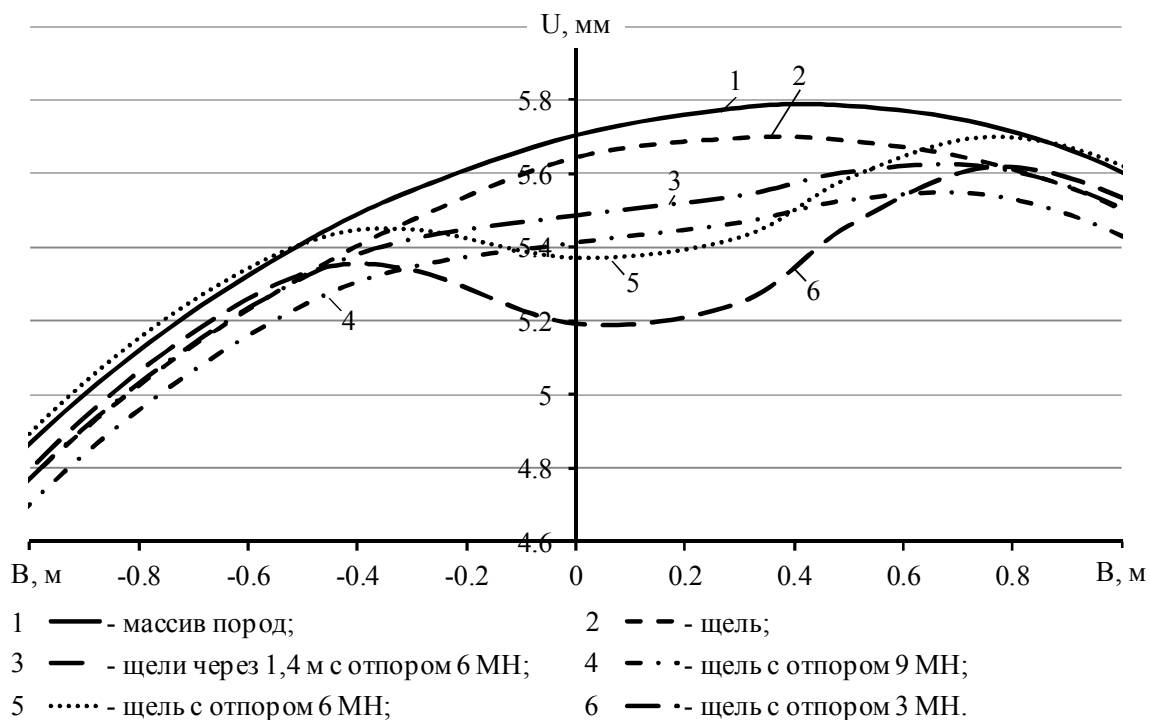


Рисунок 4 – Поднятия почвы на расстоянии 0,7 м впереди лавы

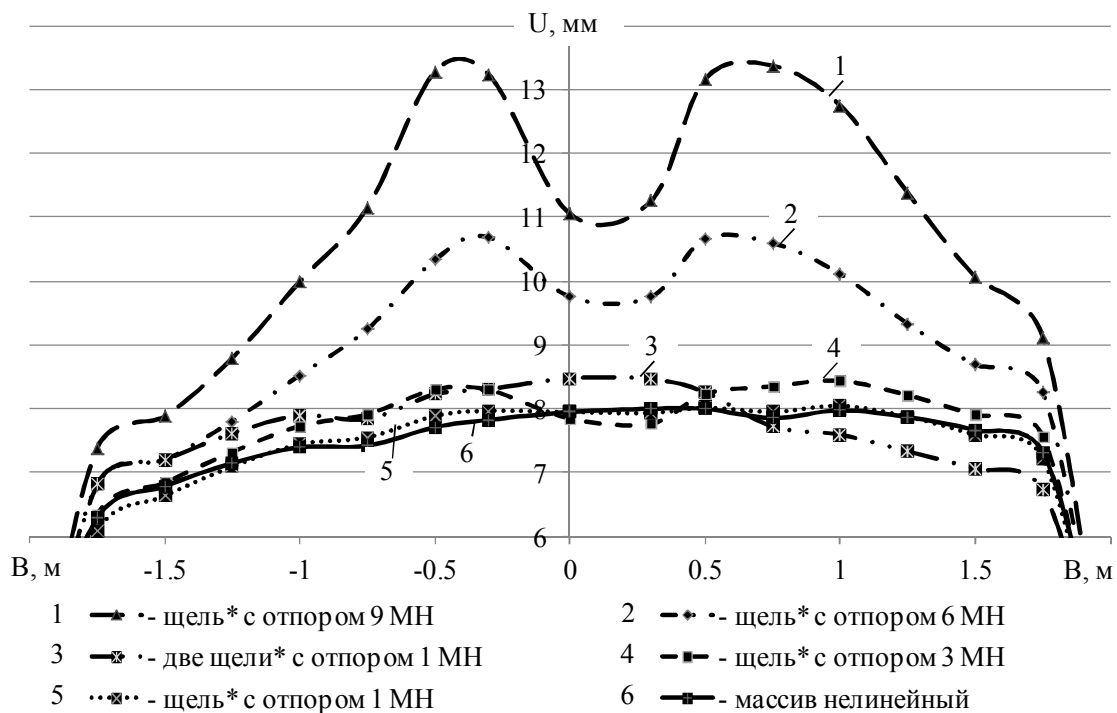


Рисунок 5 – Поднятия почвы выработки на расстоянии 0,7 м впереди лавы

На основании исследований сделаны выводы: создание горизонтального отпора в почве выработки приводит в росту напряжений, к уменьшению поднятия почвы; при разрушенных почвах (нелинейно деформированный массив) в зоне опорного давления лавы необходимо сочетание механического воздействия на поверхность почвы крепью усиления и горизонтального отпора в почве; полученные результаты будут использованы для разработки способа предотвращения пучения почвы в выработках и обоснования его параметров.

Библиографический список

1. Пирский А.А. *Опытно-промышленное испытание способа упрочнения пород для борьбы с пучением почвы* / А.А. Пирский, С.Н. Стовпник // *Уголь Украины*. – 1990. - №4. – С. 9-11.

2. Литвинский Г.Г. *Опытно-промышленные испытания нового способа борьбы с пучением почвы* / Г.Г. Литвинский, И.Н. Захарченко // *Уголь Украины*. – 1974. – №8. – С. 17-18.

3. Городничев В. М. *Современные методы борьбы с пучением горных пород* / В. М. Городничев. - Госгортехиздат, 1960.

4. Слесарев В.Д. *Механика горных пород* / В.Д. Слесарев. – М.: Углетехиздат, 1948. – 236 с.

5. Комиссаров С.Н. *Управление массивом горных пород вокруг очистных выработок* / С.Н. Комиссаров. - Недра, 1983. – 237 с.

Рекомендована к печати д.т.н., проф. Клишиным Н.К.

*Денисенко Е. А.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

ВЛИЯНИЕ КАПЕЖА В ВЕРТИКАЛЬНЫХ ШАХТНЫХ СТВОЛАХ НА ПРОЕКТИРОВАНИЕ ПЛАНОВЫХ КООРДИНАТ ГРАВИТАЦИОННЫМ СПОСОБОМ

Досліджений процес утворення капезу із загального обсягу водопритоку в стовбур. Визначено залежність ступеня впливу капезу на точність проектування від концентрації крапель на 1 м^3 та від глибини орієнтуємого горизонту.

Ключові слова: *капез, проектування, водоприток, корисний об'єм, концентрація, відхилення траєкторії.*

Исследован процесс образования капеза из общего объема водопритока в ствол. Определена зависимость степени влияния капеза на точность проектирования от концентрации капель на 1 м^3 и от глубины ориентируемого горизонта.

Ключевые слова: *капез, проектирование, водоприток, полезный объем, концентрация, отклонение траектории.*

Как известно, в большинстве вертикальных стволов наблюдается капез различной интенсивности в зависимости от горно-геологических условий и от состояния крепи ствола.

При проектировании координат точек гравитационным способом [1] существует большая вероятность того, что шарик, двигаясь вниз по стволу, может столкнуться с водяными каплями, также летящими вниз, что возможно повлияет на траекторию его движения.

Цель исследования: исследовать капез как один из факторов, влияющих на величину отклонения траектории проектирующего шарика от вертикального положения и зависимость ее от глубины ориентируемого горизонта и объема водопритока в ствол.

Остальные влияющие факторы рассмотрены в статьях [2,3]

Для того, чтобы определить величину отклонения траектории шарика вследствие влияния капеза, необходимо определить его объем.

В большинстве случаев на небольших глубинах в зоне гидравлической активности водоприток к стволу составляет до $30 \text{ м}^3/\text{ч}$, ниже с глубиной он уменьшается и на глубине 400-500 м приток составляет $10-15 \text{ м}^3/\text{ч}$, а на глубине более 800 м – $0,5-2 \text{ м}^3/\text{ч}$ [4].

Для определения притока воды к стволу на каждом горизонте в диапазоне от 100 м до 1500 м по данным [4] построен график зависимости от глубины на рисунке 1 и с помощью построенной кривой определен приток в ствол на каждом горизонте.

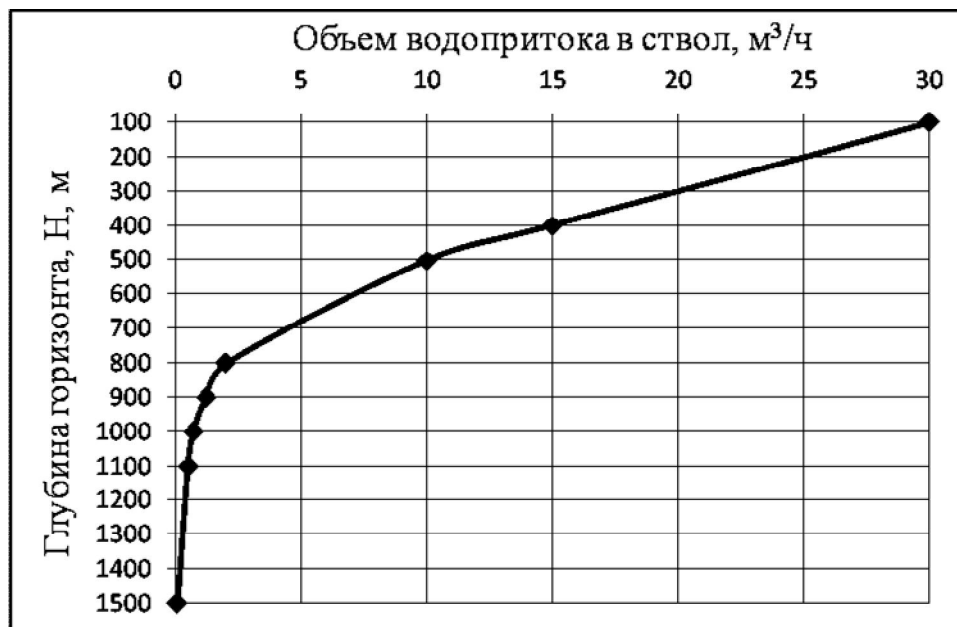


Рисунок 1 – График зависимости объема водопритока от глубины горизонта

Так же известно [4], что интенсивность капежа достигает наибольшей величины у стен ствола, уменьшаясь к центру. По данным источника [4], примерно 65-80% воды, фильтрующейся через крепь, распределяется в виде капежа на расстоянии до 30 см от стен, 15% — на расстоянии 1,2 м и только около 5% воды стекает в центральной части ствола.

Таким образом, будем производить расчет водопритока для трех случаев: на расстоянии 0,3 м; 1,2 м от стенки ствола (при проектировании через один ствол) и 3 м – центр ствола (при проектировании через два ствола).

Водяные капли различных размеров, просачиваясь из стенок ствола, движутся по всем его коммуникациям – отрываются от них и падают вниз. В процессе своего движения капля может встретить препятствие, удариться об него и разбиться на множество мелких капель, называемых брызгами. Таким образом, мы имеем воздушно-капельную среду, в которой крупные капли падают вниз, а брызги движутся с разной скоростью в разных направлениях, определить которые весьма сложно (рис. 2). Таким образом, свободно падающие капли воды движутся параллельно проектирующему шарик и их взаимодействие воз-

можно с нижней его поверхностью, если шарик догонит каплю, влияние при этом минимально. Максимальное влияние на вертикальность траектории шарика оказывают брызги, которые действуют на боковые поверхности шарика.

По физическим законам максимально возможная водяная капля в природе может быть размером в диаметре 9мм [5], но ее образование возможно только в условиях плотного туманного облака. Обычная дождевая капля – 2÷3мм [5]. Размерные показатели капель воды представлены в таблице 1.

Таблица 1 – Размерные показатели капель воды

Параметры капли воды	Единица измерения	Значения			
		d_k	9	d_b	3
Диаметр	мм	d_k	9	d_b	3
Радиус	$m \cdot 10^{-3}$	r_k	4,5	r_b	1,5
Объем	$m^3 \cdot 10^{-7}$	V_k	3,81	V_b	0,14
Масса	г	m_k	0,38	m_b	0,014
	$кг \cdot 10^{-4}$		3,81		0,14
Площадь миделевого сечения	$m^2 \cdot 10^{-5}$	S_k	6,36	S_b	0,71

Представим, что все капли и брызги, движущиеся в пространстве ствола равного максимально возможного размера – $d_k = 3$ мм с массой $m_k = 0,014$ г.

Рассматриваем объем капежа, образовавшийся вследствие водопритока в ствол, продолжительность действия которого на шарик, падающий на глубину 1500 м составляет около 20 сек, поэтому переведем объем водопритока от $m^3/ч$ к $г/сек$:

$$V_{\text{вп}} = V_{\text{вп}}^{m^3/ч} \cdot 1\,000\,000 \cdot 3\,600, \text{ г/сек}, \quad (1)$$

где $V_{\text{вп}}^{m^3/ч}$ – объем водопритока, $m^3/ч$;

1 000 000 – количество грамм воды, содержащейся в $1 m^3$;

3 600 – количество секунд в 1 ч.

Как представлено выше, капеж уменьшается с удалением от стенки ствола, поэтому рассчитаем его объем на расстоянии 0,3 м от стенки, который составляет 65% от общего объема; 1,2 м – 15%; 3 м – 5%:

$$V_{\text{вп}}^L = V_{\text{г/сек}} \cdot m(L), \text{ г/сек}, \quad (2)$$

где $m(L)$ – процент водопритока, зависящий от расстояния от стенки ствола: при $L = 0,3\text{ м}$ $m = 0,65$; при $L = 1,2\text{ м}$ $m = 0,15$; при $L = 3,0\text{ м}$ $m = 0,05$.

Все расчеты приведены в таблице 2.

Таблица 2 – Расчет концентрации капежа

Глубина, H , м	Водоприток, $V_{вп}$ м ³ /ч	Расстояние от стенки ствола, L м			Расстояние от стенки ствола, L , м		
		0,3	1,2	3	0,3	1,2	3
		% капежа в объеме водопритока $m(L)$			Суммарная концен- трация капежа, n^L , капель/20сек		
		65%	15%	5%			
Объем капежа V^L_k , г/сек							
100	30	5417	1250	417	183	42	14
200	25	4514	1042	347	335	77	26
300	20	3611	833	278	456	105	35
400	15	2708	625	208	548	126	42
500	10	1806	417	139	608	140	47
600	7	1264	292	97	651	150	50
700	4	722	167	56	675	156	52
800	2	361	83	28	688	159	53
900	1,5	271	63	21	697	161	54
1000	1	181	42	14	703	162	54
1100	0,5	90	21	7	706	163	54
1200	0,3	54	13	4	708	163	54
1300	0,2	36	8	3	709	164	55
1400	0,1	18	4	1	709	164	55
1500	0,05	9	2	1	710	164	55

Рассчитанный по формуле (2) объем водопритока приходится на весь объем пространства ствола, который равен:

$$V_{ств} = \pi \cdot R^2 \cdot H_{ств} = 3,14 \cdot 3^2 \cdot 1500 = 42390\text{ м}^3, \quad (3)$$

где R – радиус ствола, м;

$H_{ств}$ – максимальная глубина ствола, м.

Рассмотрим объем пространства в пределах площади экрана, назовем его *полезным объемом*, который рассчитаем по формуле:

$$V_{\text{пол}} = a \cdot b \cdot H_{\text{ств}} = 1,2 \cdot 0,6 \cdot 1500 = 1080 \text{ м}^3, \quad (4)$$

где a – длина экрана, м;

b – ширина экрана, м.

Определим его процент в общем объеме пространства ствола:

$$\frac{V_{\text{пол}}}{V_{\text{ств}}} \cdot 100\% = \frac{1080}{42390} \cdot 100\% = 2,55\%. \quad (5)$$

Значит, объем водопритока внутри полезного объема составляет также 2,55% от общего объема водопритока в зависимости от расстояния от стенки ствола:

$$V_{\text{вп пол}}^L = \frac{V_{\text{вп}}^L \cdot 2,55\%}{100\%}, \text{ Г/сек.} \quad (6)$$

Представим, что весь объем водопритока существует в пространстве ствола в виде свободного капежа $V_{\text{вп пол}}^L = V_{\text{к}}^L$ и, зная массу одной капли, представленную в таблице 1, можно определить количество капель распределенных по полезному объему:

$$N_{\text{пол}}^L = \frac{V_{\text{к}}^L}{0,014}, \text{ капель.} \quad (7)$$

Рассчитаем концентрацию капель на 1 м^3 полезного пространства ствола:

$$n^L = \frac{N_{\text{пол}}^L}{V_{\text{пол}}}, \text{ капель/м}^3. \quad (8)$$

Вычисленная по формуле (8) концентрация применима для каждого горизонта в отдельности. В реальности на конечном горизонте получаем суммарную концентрацию всех вышележащих горизонтов, умножив при этом каждую из них на 20, т. к. капеж действует на проектирующий шарик 20 сек, получим окончательную концентрацию капежа на 1 м^3 полезного объема пространства ствола и показанную в таблице 2.

Пусть проектирующий шарик радиусом $R_{\text{ш}} = 0,00873 \text{ м}$ движется со скоростью $v_{\text{ш}} = 88,7 \text{ м/с}$ [3] по траектории падения в пространстве, заполненном множеством падающих параллельно шарiku водяных капель, как видно на рисунке 2 [6], среднее значение массы одной капли

определено по таблице 1 - $m_k=1,4 \cdot 10^{-5}$, их концентрация n рассчитана в таблице 2.

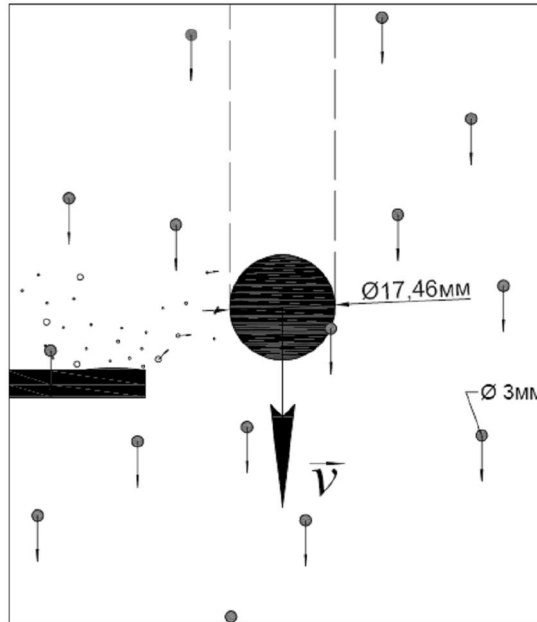


Рисунок 2 – Действие капеза на проектирующий шарик

За 1 секунду шарик встречает на своем пути

$$N^L = n^L v_{\text{ш}} S, \text{ капель,} \quad (9)$$

где $S = 2\pi R_{\text{ш}}^2$ — площадь взаимодействия с капезом (площадь нижней поверхности шарика - полусферы). Т. к. столкновения капель с шариком неупругие [7], то сила сопротивления капель равна [6]:

$$F_{\text{с.к.}}^L = m_k v_{\text{ш}} N^L. \quad (10)$$

Второй закон Ньютона гласит, что векторная сумма всех приложенных к телу сил прямо пропорциональна произведению массы этого тела на его ускорение, то есть:

$$\vec{F} = m\vec{a}, \quad (11)$$

где \vec{F} – равнодействующая всех приложенных к телу сил; m – масса тела; \vec{a} - ускорение тела.

Представим, что на шарик в определенный момент времени действует только сила сопротивления воздушно-капельной среды, тогда шарик под действием этой силы будет отклоняться с ускорением, определяемым по формуле:

$$a^L = \frac{F_{с.к}^L}{m_{ш}}, \text{ м/с}^2, \quad (12)$$

где $F_{с.к}^L$ – сила сопротивления воздушно-капельной среды в зависимости от расстояния от стенки выработки, Н;

$m_{ш}$ – масса шарика, кг.

Отсюда определим скорость отклонения:

$$v^L = a^L \cdot T_{ш} = \frac{S_{откл}^L}{T_{ш}}, \text{ м/с}, \quad (13)$$

где $S_{откл}^L$ – величина отклонения шарика от вертикали в зависимости от расстояния от стенки выработки, м;

$T_{ш}$ – время взаимодействия шарика с объемом 1 м^3 воздушно-капельной среды, равное $0,013 \text{ с}$.

По формуле (13) определим величину отклонения шарика от вертикали:

$$S_{откл}^L = a^L \cdot T_{ш}^2. \quad (14)$$

По результатам расчетов в таблице 3 видно, что в условиях столкновения шарика даже с несколькими сотнями капель отклонение траектории его полета от вертикали произойдет на десятые доли миллиметра и на точность проектирования не окажет существенного влияния.

Погрешность, возникающая в результате отклонения траектории проектирующего шарика от вертикального положения под влиянием капежа в шахтном стволе, зависит от двух взаимозависящих основных факторов:

- глубина горизонта;
- концентрация капель на 1 м^3 полезного объема пространства ствола.

Поэтому построим график зависимости этих трех параметров, представленный на рисунке 3. Линия, соединяющая центры кругов показывает зависимость концентрации капель от глубины горизонта, а диаметр кругов соответствует величине отклонения траектории проектирующего шарика.

Таблица 3 - Расчет отклонения шарика от вертикали за счет сопротивления капежа

Глубина горизонта, H , м	Расстояние от стенки ствола, L , м			Расстояние от стенки ствола, L , м		
	0,3	1,2	3	0,3	1,2	3
	Концентрация капежа, $n^L, \text{к/м}^3$			Отклонение траектории проектирующего шарика от вертикали, $S_{\text{откл}}$, мм		
100	183	42	14	0,05	0,011	0,004
200	335	77	26	0,09	0,020	0,007
300	456	105	35	0,12	0,028	0,009
400	548	126	42	0,14	0,033	0,011
500	608	140	47	0,16	0,037	0,012
600	651	150	50	0,17	0,039	0,013
700	675	156	52	0,18	0,041	0,014
800	688	159	53	0,18	0,042	0,014
900	697	161	54	0,18	0,042	0,014
1000	703	162	54	0,18	0,042	0,014
1100	706	163	54	0,18	0,043	0,014
1200	708	163	54	0,19	0,043	0,014
1300	709	164	55	0,19	0,043	0,014
1400	709	164	55	0,19	0,043	0,014
1500	710	164	55	0,19	0,043	0,014

Таким образом, на рисунке 3 и по расчетам в таблице 3 видно, что концентрация капель динамически растет с углублением до горизонта 800м, а на нижних горизонтах - стремится к одному постоянному значению, потому что водоприток в ствол с углублением уменьшается.

Судя по размеру кругов, практически такую же зависимость имеет и величина отклонения, которая увеличивается до горизонта 700м, а ниже так же стремится к постоянному значению, равному 0,19мм.

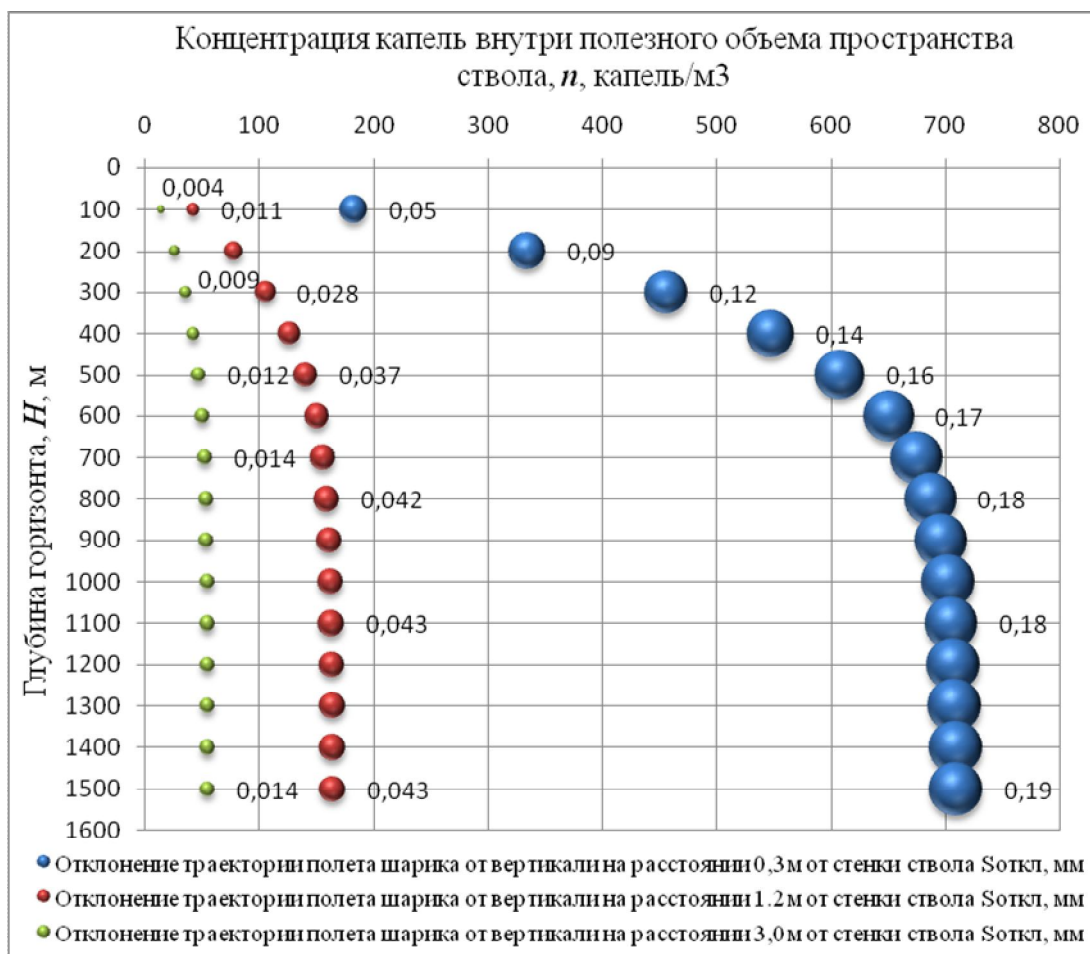


Рисунок 3 – График зависимости величины отклонения траектории проектирующего шарика от глубины горизонта и концентрации капежа

Выводы:

1. Степень влияния капежа на точность проектирования координат гравитационным способом выражается величиной отклонения траектории проектирующего шарика от вертикального положения, максимальное значение которой составляет 0,2 мм при проектировании через один вертикальный ствол, что удовлетворяет условиям допуска [8]. При проектировании через 2 вертикальных ствола, максимальное значение отклонения достигает 0,014 мм, т. к. проектирующий шарик движется по центру ствола.

2. Гравитационный способ центрирования подземной маркшейдерской сети обладает рядом преимуществ, перечисленных в публикациях [1,2,3], среди которых и высокая точность проектирования координат точек.

Библиографический список

1. Пат. 56401 U Україна, МПК G 01 C 15/12. Спосіб проектування координат точок з поверхні на горизонт при орієнтуванні шахт. / В.Г.Ларченко, О.О.Денисенко; заявитель и патентообладатель Донбаський державний технічний університет. - №и201008687; заявл. 12.07.10; опубл. 10.01.11. Бюл. № 1.

2. Ларченко В. Г. Анализ погрешностей проектирования координат точек с поверхности на ориентируемый горизонт / В. Г. Ларченко, Е. А. Денисенко // Сб. науч. тр. ДонГТУ. – 2011. – Вып. 33.– С. 63–70.

3. Денисенко Е. А.. Исследование погрешностей проектирования плановых координат точек с поверхности в шахту гравитационным способом / Е. А. Денисенко // Сб. Науч. Тр. ДонГТУ, 2012. – Вып. 36.– С. 94-105.

4. Картозия Б.Л. Высшее горное образование: шахтное и подземное строительство: учебник для вузов, 2-е изд. перераб. и доп. / Б.Л. Картозия, Б.И. Федунец, М.Н. Шуплик и др. //– М.: Издательство академии горных наук, 2001. – Т.1. - 365 с.

5. Вода / под.ред. А.Журавлев. - М. : Бук Хаус, 2005. - 294 с. : ил. - (Многоликая планета). - ISBN 5-98641-008-4.

6. Митрофанов А. Полеты в струе и наяву //Журнал Квант. — 1991. — № 9. — С. 2-10.

7. Сивухин Д. В. Общий курс физики. — Издание 4-е. — М.: Физматлит, 2002. — Т. I. Механика. — 792 с.

8. Маркшейдерські роботи на вугільних шахтах та розрізах: Інструкція / [Ред. Коміс. М.Є. Коплонець та ін.]. – Донецьк: ТОВ «Алан», 2001, - 264с.

Рекомендована к печати д.т.н., проф. Клишиным Н.К.

*Кизияров О.Л.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

ИССЛЕДОВАНИЕ УСТОЙЧИВОСТИ КРОВЛИ В ЛАВЕ, УПРОЧНЕННОЙ БЕСШПУРОВЫМИ СПОСОБАМИ

Наведені результати досліджень впливу висоти вивалу та структурно-міцнісних властивостей масиву на стійкість покрівлі очистного вибою, що зміцнена безшпуровими способами.

Ключові слова: *тріщинуватість, стійкість, вивалоутворення.*

Приведены результаты исследований влияния высоты вывала и структурно-прочностных свойств массива на устойчивость кровли очистного забоя, упрочненной бесшпуровыми способами.

Ключевые слова: *трещиноватость, устойчивость, вывалообразование.*

Упрочнение неустойчивой кровли в очистном забое является необходимым мероприятием, обеспечивающим стабильность работы лавы, снижение себестоимости добываемого угля и повышение безопасности ведения работ. Перспективным направлением является применение бесшпуровых способов упрочнения - набрызга скрепляющих составов на поверхность вывала и заполнение пустот вспенивающимися составами, характеризующихся технологичностью и меньшей трудоемкостью по сравнению с традиционными способами.

Получены параметры технологий аналитическим решением [1, 2], а также численным моделированием [3]; известны область применения и параметры набрызгбетонной крепи для подготовительных выработок [4], однако применительно к очистному забою, не достаточно исследована устойчивость упрочненной кровли.

Цель работы - исследование устойчивости кровли в лаве при ее упрочнении бесшпуровыми способами для обоснования области применения технологий.

Объект исследования - технологии бесшпурового упрочнения неустойчивой кровли в лаве.

Предмет исследования - состояние кровли в лаве, упрочненной бесшпуровыми способами.

Для достижения поставленной цели в работе использован комплексный метод, включая численное моделирование и метод статистической обработки результатов.

В качестве численного метода принят метод конечных элементов (МКЭ), реализованный в программном комплексе Ansys. В модели приняты усредненные для шахт Донбасса горно-геологические условия: глубина разработки $H = 660$ м, вынимаемая мощность пласта $m = 1,2$ м. Направление отработки пласта - по простиранию.

Неустойчивый слой кровли представлялся блочной средой, образованной пересечением систем трещин. Размеры блоков от 0,2 м (интенсивность трещиноватости $n_{тр} = 5$ шт./м - сильнотрещиноватые) до 1 м ($n_{тр} = 1$ шт./м - малотрещиноватые породы). Мощность неустойчивой кровли варьировалась в пределах $h_{н.к} = 0,6 \dots 2,4$ м.

Исследование проводилось на основании решения контактных задач, в которых взаимодействие происходит не только по узлам, но и контактируемым поверхностям [5]. Принятый тип контакта - податливо-податливый (*flexible-to-flexible*). Между поверхностями (берегами трещин) применено условие трения Кулона

$$|\tau| \leq -\gamma \cdot \sigma, \text{ МПа}, \quad (1)$$

где γ - коэффициент трения покоя;
 σ - нормальные напряжения, МПа.

Коэффициент трения "порода - порода" для большинства горных пород колеблется в пределах 0,33...0,45 и окончательно принят в расчетах равным $\gamma = 0,37$.

В качестве критерия устойчивости в данной работе принято отсутствие перемещения блоков нарушенной кровли, т.е. выполнение условия (1).

На первом этапе смоделирован способ упрочнения набрызгом скрепляющих составов. С целью определения области применения, а также оценки состояния кровли, упрочненной данным способом, решен ряд контактных задач, результаты которых сведены в таблицу 1.

Проанализируем полученные результаты. При высоте вывала до 1 м (при плотности трещиноватости $n_{тр} = 3$ шт./м) наносимого на поверхность слоя достаточно для удержания нарушенной кровли. При большей высоте вывала происходит обрушение. При интенсивности трещиноватости $n_{тр} \leq 2$ шт./м (малотрещиноватые и средней трещиноватости) обрушение кровли не происходит, причем, как показали дальнейшие исследования при любой высоте вывала.

Как уже было сказано, при интенсивности трещиноватости $n_{тр} = 3$ шт./м обрушение происходит при высоте вывала более 1 м. Дальнейшее увеличение $n_{тр}$ приводит к обрушению кровли при любом значении высоты вывала (h_v).

Таблица 1 - Результаты решения задач моделирования набрызга состава на поверхность вывала

№ задачи	h_B , м	$n_{тр}$, шт./м	$\sigma_{сж}$, МПа	Состояние кровли
1	2	3	4	5
1	0,66	3	40	не обрушается
2	1,0	3	40	не обрушается
3	1,33	3	40	обрушается
4	1,66	3	40	обрушается
5	2,0	3	40	обрушается
6	2,33	3	40	обрушается
7	1,0	1	40	не обрушается
8	1,0	2	40	не обрушается
9	1,0	4	40	обрушается
10	1,0	5	40	обрушается
11	1,0	3	20	не обрушается
12	1,0	3	30	не обрушается
13	1,0	3	50	не обрушается
14	1,0	3	60	не обрушается

Предел прочности пород нижнего слоя кровли для упрочнения набрызгом не оказал влияние на состояние кровли в лаве.

На рисунке 1 представлена схема обрушения блоков неустойчивой кровли для условий задачи №9.

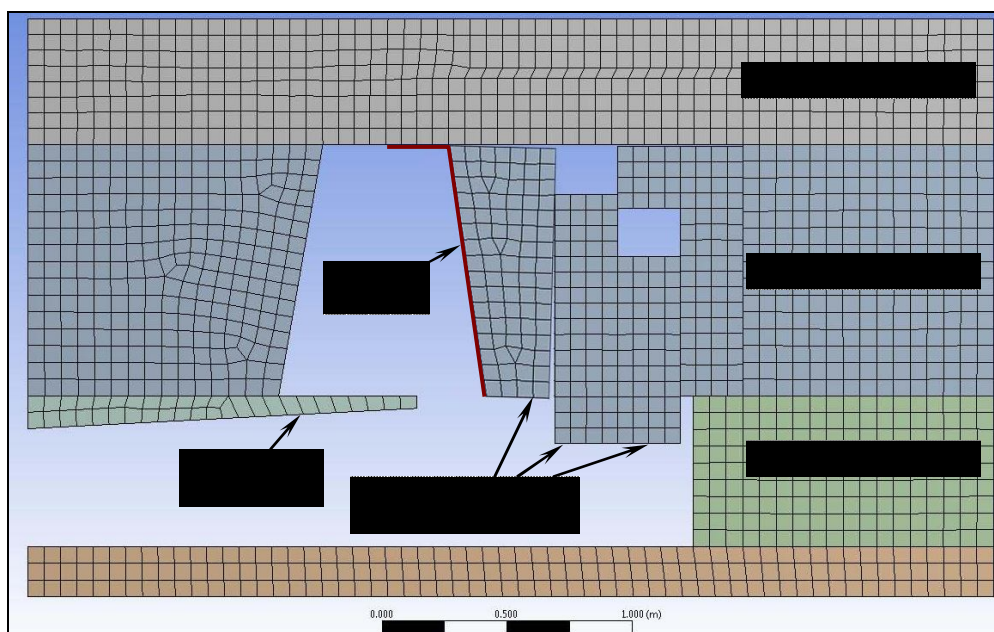


Рисунок 1 - Схема обрушения кровли, упрочненной набрызгом

Из приведенного рисунка видно, что неупрочненные блоки обрушаются, а блоки, склеенные набрызг-составом - проворачиваются в сторону вывала, но удерживаются.

С целью установления количественного влияния исследуемых факторов на состояние кровли, упрочненной набрызгом скрепляющих составов, далее рассмотрены две статистические модели:

- модель дискриминантного анализа, применяемая для исследования групповых различий по определенным признакам (факторам);

- модель бинарных откликов (*logit*-модель), применяемая в случаях, когда переменная отклика принимает лишь два значения. Эти две модели отличаются способом вычисления коэффициентов [6], и поэтому будут давать разную достоверность прогноза. Для нахождения коэффициентов статистических моделей использована программа "Statistica 10".

При выполнении дискриминантного анализа получены функции:

- для класса "обрушение кровли"

$$f_{\text{обр.}} = 9,41 \cdot h_{\text{в}} + 5,79 \cdot n_{\text{тр}} - 20,9; \quad (2)$$

- для класса "необрушение кровли"

$$f_{\text{необр.}} = 6,49 \cdot h_{\text{в}} + 3,28 \cdot n_{\text{тр}} - 8,36. \quad (3)$$

Выбор для конкретных условий класса, соответствующего обрушению либо устойчивому состоянию кровли, осуществляется по максимальному значению классификационной функции.

После вычитания функции (2) из (3), получаем итоговую функцию для определения соответствующего класса

$$f_{\text{обр.д.а.}} = 2,92 \cdot h_{\text{в}} + 2,51 \cdot n_{\text{тр}} - 12,5. \quad (4)$$

Если значение функции (4) меньше 0, то обрушение упрочненной кровли не происходит, в противном случае - обрушается.

Далее получена модель бинарного отклика (рисунок 2), позволяющая определить вероятность обрушения упрочненной кровли.

Ниже приведена модель бинарного отклика в функциональном виде

$$f_{\text{обр.б.о.}} = 4,29 \cdot h_{\text{в}} + 2,93 \cdot n_{\text{тр}} - 16,2. \quad (5)$$

Данная функция интерпретируется аналогично функции (4).

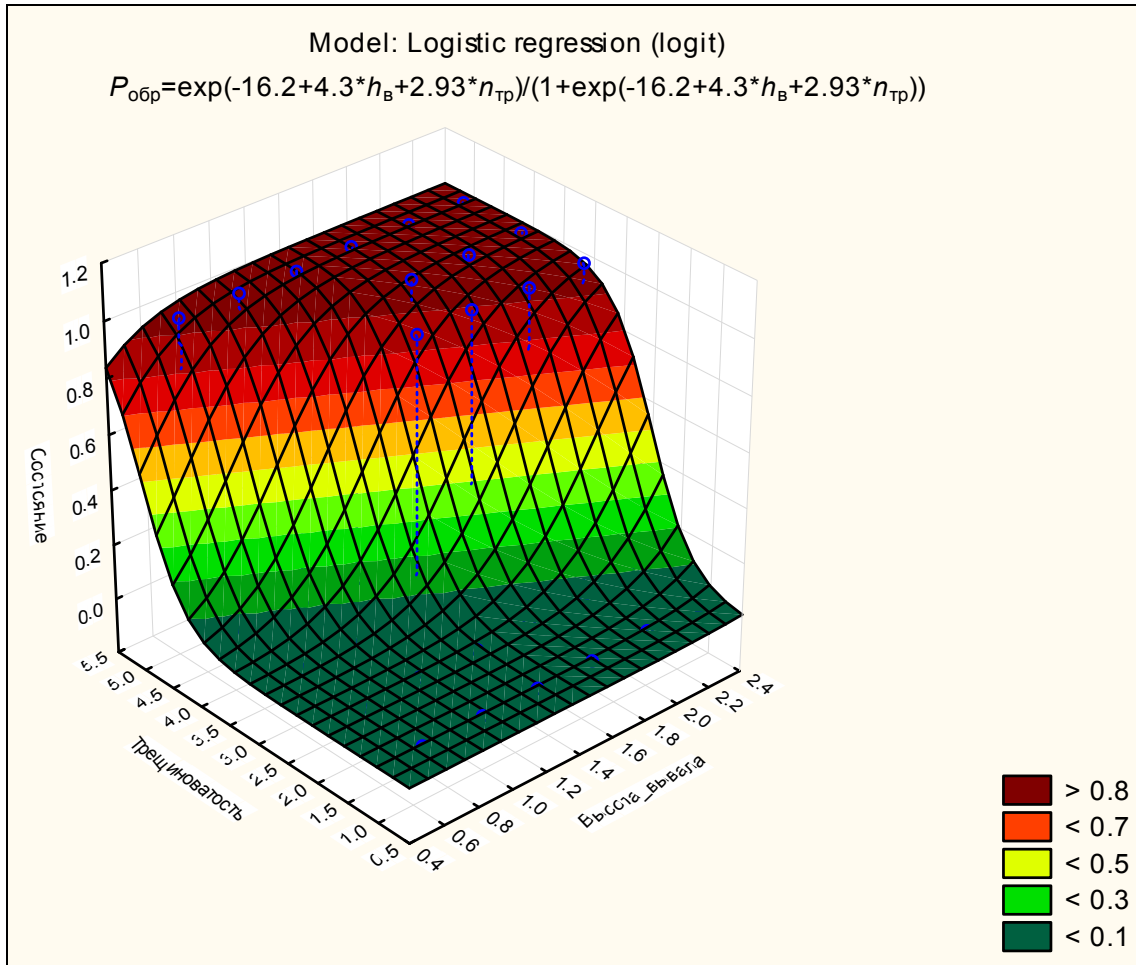


Рисунок 2 - Графическое представление модели бинарного отклика для набрызга скрепляющего состава на поверхность вывала

После расчета достоверности прогноза полученных зависимостей, установлено, что модель бинарных откликов дает лучшую сходимость с результатами численного моделирования (достоверность прогноза 90%), чем модель дискриминантного анализа (достоверность 87%).

На основании уравнения (5) получено условие, при котором целесообразно применение технологии упрочнения набрызгом составов

$$h_{\text{в}} + 0,7 \cdot n_{\text{тр}} \leq 4. \quad (6)$$

Также получена формула определения вероятности обрушения кровли

$$P_{\text{обр. наб.}} = 1 - [1 + \exp(4,29 \cdot h_{\text{в}} + 2,93 \cdot n_{\text{тр}} - 16,2)]^{-1}. \quad (7)$$

Бесшпуровой способ упрочнения путем набрызга скрепляющих составов опробован на шахтах "Луганская-1", 19-го Партсъезда и "Фа-

щевская" [2]. Высота вывала изменялась в пределах $h_b = 0,4 \dots 1,4$ м; интенсивность трещиноватости неустойчивой кровли $n_{тр} = 2 \dots 5$ тр/м. Обрушение упрочненной кровли наблюдалось на одном экспериментальном участке 1 западной лавы пл. l_1 ш. 19-го Партсъезда, с применением композиции на основе карбамидной смолы КС-СОН-0.1П, характеризующейся низким значением (до 1,0 МПа) предела прочности на растяжение. В остальных случаях, применение полиуретанового состава и карбамидной смолы МФФ-М дало положительный результат, и обрушение упрочненной кровли не происходило.

На следующем этапе моделировалось заполнение куполообразований в кровле пласта. Результаты приведены в таблице 2.

Таблица 2 - Результаты решения задач моделирования заполнения куполообразований

№ задачи	$h_{н.к},$ м	$n_{тр},$ шт./м	$\sigma_{сжк},$ МПа	$E_3,$ МПа	Состояние кровли в лаве при высоте заполнителя		
					50% (задача а)	75% (задача б)	100% (задача в)
1	0,66	3	40	5	не обрушается	не обрушается	не обрушается
2	1,0	3	40	5	не обрушается	не обрушается	не обрушается
3	1,33	3	40	5	обрушается	не обрушается	не обрушается
4	1,66	3	40	5	обрушается	обрушается	не обрушается
5	2,0	3	40	5	обрушается	обрушается	не обрушается
6	2,33	3	40	5	обрушается	обрушается	не обрушается
7	1,0	1	40	5	не обрушается	не обрушается	не обрушается
8	1,0	2	40	5	не обрушается	не обрушается	не обрушается
9	1,0	4	40	5	обрушается	обрушается	обрушается
10	1,0	5	40	5	обрушается	обрушается	обрушается
11	1,0	3	20	5	обрушается	обрушается	обрушается
12	1,0	3	30	5	обрушается	обрушается	не обрушается
13	1,0	3	50	5	не обрушается	не обрушается	не обрушается
14	1,0	3	60	5	не обрушается	не обрушается	не обрушается
15	1,0	3	40	0,5	обрушается	обрушается	обрушается
16	1,0	3	40	50	не обрушается	не обрушается	не обрушается

Как видно из таблицы 2, при высоте вывала $h_b = 0,66 \dots 1,0$ м при прочих средних значениях параметров обрушение кровли не происхо-

дит при любой высоте заполнителя. При высоте вывала 1,33 м минимальный процент заполнения купола для обеспечения устойчивости нарушенной кровли составляет 75%, а при высоте вывала 1,66 м кровля сохраняет устойчивость только при 100% заполнении.

Дальнейшее увеличение высоты вывала приводит к обрушению кровли. При величине плотности трещиноватости $n_{тр} \leq 3$ обрушение нарушенной кровли не происходит, а при большем значении кровля обрушается, причем при любом проценте заполнения пустот. Также обрушение нижнего слоя кровли происходит при прочности пород $\sigma_{сж} < 30$ МПа. При $\sigma_{сж} = 30$ МПа кровля обрушается только при неполном заполнении купола, а при $\sigma_{сж} = 40$ МПа устойчивость кровли сохраняется, что обеспечено горизонтальным распором.

На рисунке 3 представлена схема обрушения кровли при заполнении куполообразования, полученная в ходе решения задачи №9.

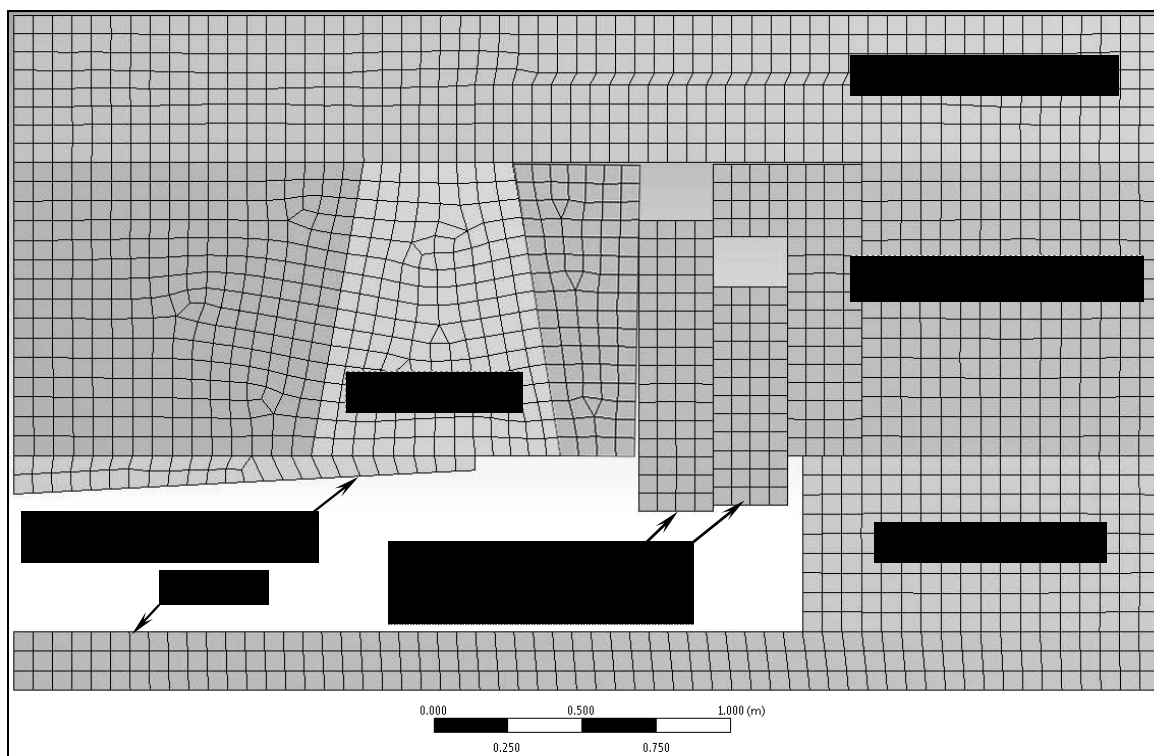


Рисунок 3 - Схема обрушения кровли при заполнении куполообразования

На рисунке заметны перемещения блоков, не контактирующих с заполняемым материалом. С блоками пород, контактирующих с заполнителем, происходит перемещение в сторону вывала, деформируя заполняющий материал.

При выполнении дискриминантного анализа получены функции:

- для класса "обрушение"

$$f_{\text{обр.}} = 6,9 \cdot h_{\text{в}} + 5 \cdot n_{\text{тр}} + 0,56 \cdot \sigma_{\text{сж}} + 15,9 \cdot h_{\text{з}} - 30; \quad (8)$$

- для класса "необрушение"

$$f_{\text{необр.}} = 4,6 \cdot h_{\text{в}} + 2,8 \cdot n_{\text{тр}} + 0,8 \cdot \sigma_{\text{сж}} + 21 \cdot h_{\text{з}} - 32; \quad (9)$$

- итоговая функция

$$f_{\text{обр.д.а}} = 2,3 \cdot h_{\text{в}} + 2,2 \cdot n_{\text{тр}} - 0,24 \cdot \sigma_{\text{сж}} - 5,1 \cdot h_{\text{з}} + 2. \quad (10)$$

Также получена модель бинарного отклика

$$\begin{aligned} f_{\text{обр.б.о}} &= 2,46 \cdot h_{\text{в}} + 19 \cdot n_{\text{тр}} - 0,302 \cdot \sigma_{\text{сж}} - 7 \cdot h_{\text{з}} - 44,3 \sim \\ &\sim h_{\text{в}} + 7,7 \cdot n_{\text{тр}} - 0,12 \cdot \sigma_{\text{сж}} - 2,9 \cdot h_{\text{з}} - 18. \end{aligned} \quad (11)$$

Сравнительная оценка достоверности прогноза обрушаемости кровли при заполнении куполообразований показала, что модель дискриминантного анализа дает 88% сходимости с результатами численного моделирования, а модель бинарных откликов - 92%.

Исходя из формулы (11) высота заполнителя составит

$$h_{\text{з}} = 0,35 h_{\text{в}} + 2,7 \cdot n_{\text{тр}} - 0,041 \cdot \sigma_{\text{сж}} - 6,2, \text{ дол. ед.} \quad (12)$$

Способ упрочнения с заполнением куполообразований может применяться при соблюдении неравенства

$$0,35 h_{\text{в}} + 2,7 \cdot n_{\text{тр}} - 0,041 \cdot \sigma_{\text{сж}} \leq 7,2. \quad (13)$$

Вероятность обрушения кровли при заполнении куполообразований

$$P_{\text{обр.}}^{\text{зап.}} = 1 - [1 + \exp(2,46 \cdot h_{\text{в}} + 19 \cdot n_{\text{тр}} - 0,302 \cdot \sigma_{\text{сж}} - 7 \cdot h_{\text{з}} - 44,3)]^{-1}. \quad (14)$$

Выводы:

1) Для упрочнения набрызгом скрепляющих составов:

- получены уравнения для прогноза обрушения упрочненной кровли в лаве, а также целесообразности применения данной технологии упрочнения;

- результаты шахтных опробований подтверждают условие (6), предложенное для прогнозирования возможности применения технологии упрочнения путем набрызга составов.

2) Для упрочнения заполнением куполообразований:

- при отсутствии заполнителя, будет наблюдаться сползание отслоившихся пород, а в случае заполнения куполообразований происходит распор и удержание отслоившихся пород, что предотвращает их дальнейшие перемещения;

- получены уравнения по определению высоты заполнителя, а также целесообразности применения данного способа упрочнения;

- в целом, при упрочнении кровли заполнением куполообразований, состояние кровли несколько лучше, чем при набрызге составов на поверхность вывала.

3) Установлено, что модель бинарных откликов для прогнозирования обеспечения устойчивости упрочненной кровли, дает больший процент сходимости с результатами численного моделирования, чем модель дискриминантного анализа.

Библиографический список

1. Клишин Н.К. Геомеханические основы системы контроля состояния и параметров упрочнения кровли в очистных забоях: дис. докт. техн. наук: спец. 05.15.02 / Клишин Николай Кузьмич. – Донецк, 1994. – 351 с.

2. Беспуровой способ упрочнения кровли в лаве: [монография] / Клишин Н.К., Марченко Г.А. – Алчевск: ДГМИ, 1999. – 96 с.

3. Кизияров О.Л. Обоснование параметров технологии беспурового упрочнения неустойчивой кровли в лаве / О.Л. Кизияров // Сб. научн. трудов ДонГТУ. - Алчевск, 2011. - Вып.34. – С. 73-80.

4. СНиП II-94-80. Подземные горные выработки / Госстрой СССР. – М.: Стройиздат, 1982. – 30 с.

5. Лукьянова А.Н. Моделирование контактной задачи с помощью программы ANSYS: [учеб.-метод. пособие] / А.Н. Лукьянова. - Самара; Самар. гос. техн. ун-т, 2010. - 52 с.

6. Халафян А.А. Статистический анализ данных: учебник, 3-е изд. / А.А. Халафян. - М.: ООО "Бином-Пресс", 2007. - 512 с.

Рекомендована к печати д.т.н., проф. Клишиным Н.К.

*Куценко О. М.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

**РЕЗУЛЬТАТЫ ТЕОРЕТИЧЕСКИХ ИССЛЕДОВАНИЙ
СДВИЖЕНИЙ И ДЕФОРМАЦИЙ ЗЕМНОЙ ПОВЕРХНОСТИ
В ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ УСЛОВИЯХ
ВОСТОЧНОГО ДОНБАССА**

Наведені результати теоретичних досліджень, отримані залежності параметрів процесу зрушень від ширини виробленого простору та міжлавної цілики в умовах Східного Донбасу.

Ключові слова: зрушення, деформації, цілик, кривизна, горизонтальні деформації.

Приведены результаты теоретических исследований, получены зависимости параметров процесса сдвижения от ширины выработанного пространства и межлавных целиков в условиях Восточного Донбасса.

Ключевые слова: сдвижение, деформации, целик, кривизна, горизонтальные деформации.

Разработка угольных месторождений является основой энергетической отрасли Украины, что обуславливает необходимость ее развития. Повышение интенсивности добычи угля и производительности очистных работ является главным требованием рыночной экономики. На данный момент около 70% оставшихся балансовых запасов угля находятся под застроенными территориями, выемка которых может вызвать значительные деформации подрабатываемых сооружений и коммуникаций. Отсюда возникает актуальная задача охраны объектов земной поверхности от опасных деформаций путем изменения основных влияющих факторов, которыми можно варьировать в процессе планирования отработки пласта.

На параметры процесса сдвижений и деформаций влияет целый ряд факторов. Влияние ширины выработанного пространства D , размера межлавных целиков l , и глубины подработки H , до настоящего времени является недостаточно изученным в горно-геологических условиях Восточного Донбасса. Поэтому целью статьи является изучение влияния ширины выработанного пространства, размера межлавных целиков и

глубины подработки на параметры процесса сдвижения в условиях Восточного Донбасса.

Исследование выполнено методом типовой кривой в соответствии с нормативным документом «Правила підробки будівель, споруд і природних об'єктів при видобуванні вугілля підземним способом» [1]. Было проведено исследование динамики деформаций при отработке пласта по простиранию, варьирование ширины выработанного пространства при отработке пласта по падению. При исследовании влияния размера межлавных целиков по падению пласта брались в расчет лавы с шириной призабойного пространства 250м.

Таблица № 1 - Горно-геологические условия разработки

№ п/п	Показатели	Обозначение	Ед. изм.	Значение
1	Мощность пласта	m	м	0,80
2	Угол падения пласта	α	град	6°
3	Средняя глубина разработки	H	м	620
4	Длина выемочного столба по простиранию	D _{прост}	м	1350
17	Граничный угол по падению	γ_0	град	70°
18	Граничный угол по восстанию	β_0	град	65°12'
19	Граничный угол по простиранию	δ_0	град	70°
20	Угол максимального оседания	Θ	град	85°12'
21	Угол полных сдвижений со стороны падения пласта	Ψ_1	град	55°
22	Угол полных сдвижений со стороны восстания пласта	Ψ_2	град	56°48'
23	Угол полных сдвижений со стороны простирания пласта	Ψ_3	град	55°

В соответствии с «Правилами ...» [1] по известной методике были рассчитаны величины оседаний, наклонов, кривизны, горизонтальных сдвижений и горизонтальных деформаций земной поверхности в точках мульды сдвижения, построены графики сдвижений и деформаций (на рисунках 1, 2, 4).

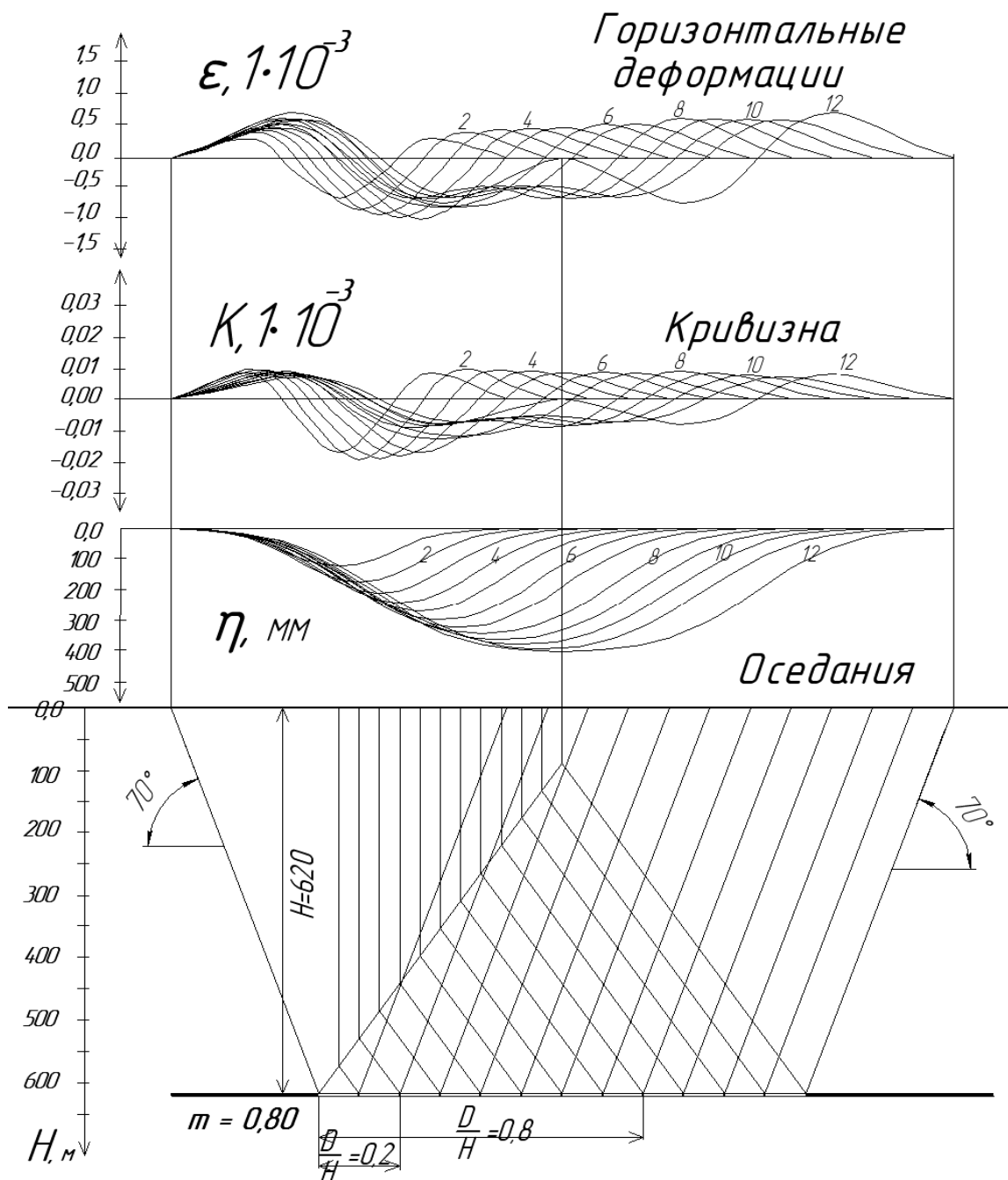


Рисунок 1 – Горизонтальные деформации, кривизна и оседания мульды сдвижения в динамике при отработке пласта по простиранию ($D/H = [0,1; 0,2; \dots; 1,2]$)

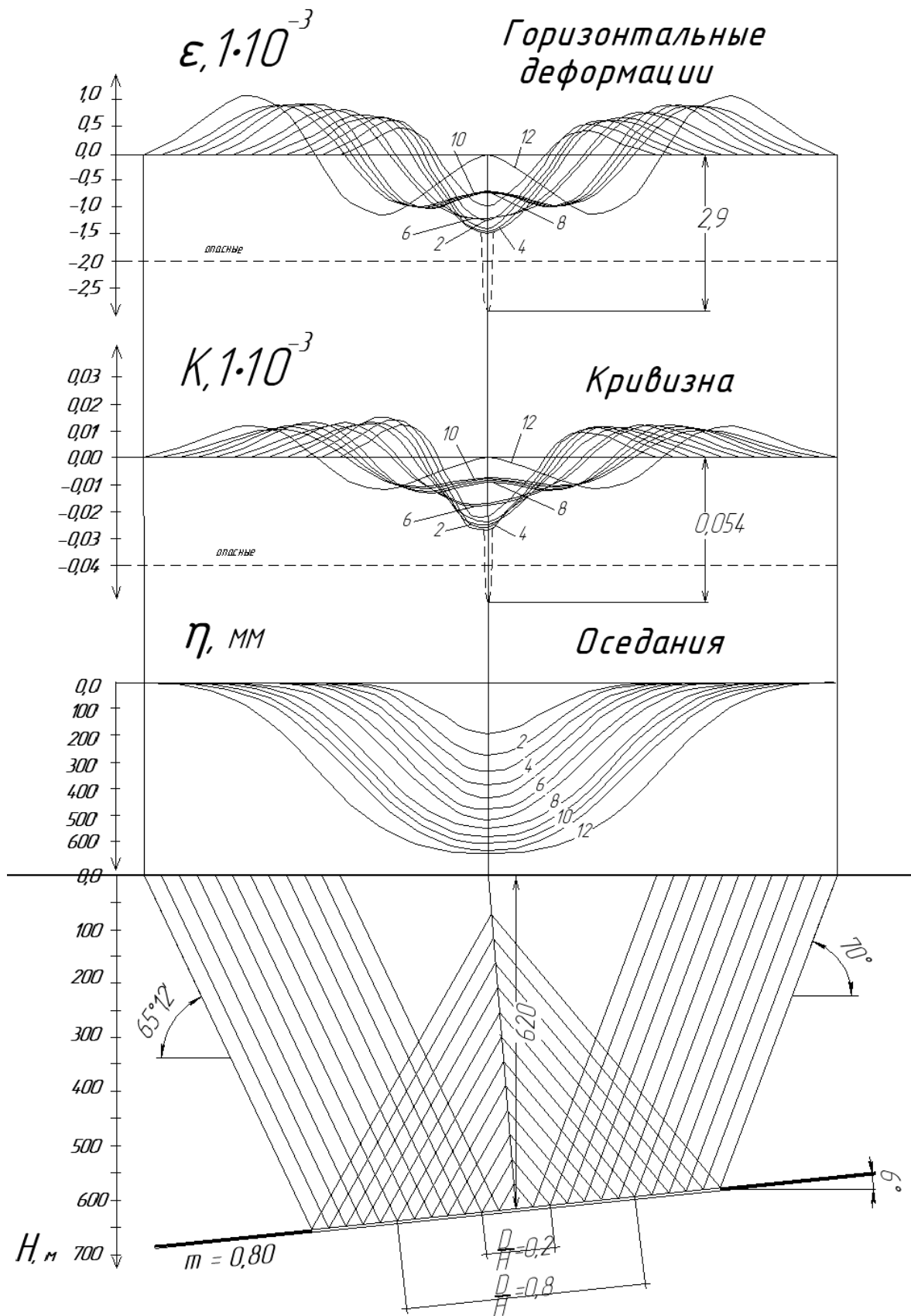


Рисунок 2 – Горизонтальные деформации, кривизна и оседания муьды сдвигаения при отработке по падению пласта ($D/H = [0,1; 0,2; \dots; 1,2]$)

Для исследования зависимостей параметров сдвижений и деформаций от отношения D/H и l/H приведены сводные таблицы максимальных значений наиболее опасных для сооружений деформаций: кривизны и горизонтальных деформаций.

Таблица 2 - Исследование влияния D/H на максимальные значения опасных деформаций

D/H	0	0,1	0,2	0,3	0,4	0,5	0,6	0,7	0,8	0,9	1,0	1,1	1,2
$k, 1 \cdot 10^{-3}$	0	0,034	0,038	0,038	0,036	0,034	0,028	0,024	0,018	0,014	0,012	0,007	0
$\epsilon, 1 \cdot 10^{-3}$	0	1,2	1,6	1,8	2	2	1,8	1,6	1,3	1	0,9	0,7	0
N_1	-	0,30	0,43	0,52	0,60	0,67	0,74	0,80	0,85	0,90	0,94	0,98	1,0
N_2	-	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0
$\eta, \text{мм}$	-	191	274	331	382	426	471	509	541	573	598	624	636

По результатам таблицы 2 построены графики зависимости (на рисунке 3).

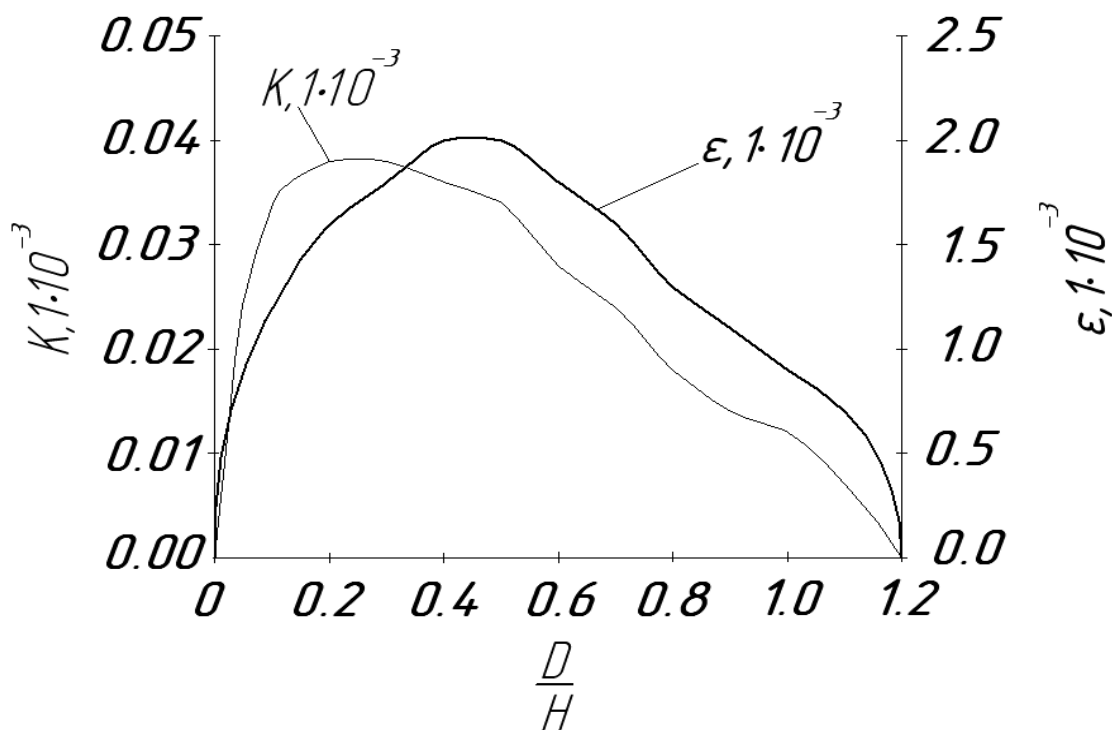


Рисунок 3 – График зависимости кривизны вогнутости и горизонтальных деформаций сжатий от отношения D/H

Величина значений кривизны вогнутости при величинах D/H до 0,5 возрастает с максимумом в точке при $D/H=0,45$, а при возрастании D/H от 0,6 значения кривизны вогнутости убывает.

Величины горизонтальных деформаций сжатий возрастают на интервале D/H до 0,5 с максимумом в точке при $D/H=0,45$, а при возрастании D/H от 0,5 значения горизонтальных деформаций сжатий убывает, как и было установлено исследованиями в Западном Донбассе [2], где при отношениях D/H от 0,4 до 0,7 происходит сложение горизонтальных деформаций сжатий и кривизны вогнутости от двух полумульд: полумульды над разрабатываемой печью и образующейся в этот момент динамической полумульды.

При исследовании влияния размера межлавных целиков было построено 12 графиков сдвижений и деформаций при величинах $l/H = [0,05; 0,10; 0,15 \dots; 0,5; 0,6; 0,7]$, для наглядности приведен график при $l/H = 0,4$ (рисунок 4). Штриховой линией показано результирующее значение деформаций при сложении графиков над целиком.

Таблица 3 - Исследование влияния l/H на максимальные значения опасных деформаций от двух лав

D/H	0,05	0,1	0,15	0,2	0,25	0,3	0,35	0,4	0,45	0,5	0,6	0,7
$k, 1 \cdot 10^{-3}$	0,0071	0,0136	0,0188	0,0226	0,0243	0,0250	0,0243	0,0229	0,0204	0,0181	0,0145	0,0082
$\varepsilon, 1 \cdot 10^{-3}$	0,38	0,77	0,99	1,27	1,36	1,41	1,38	1,28	1,16	1,00	0,76	0,43
N_1	0,30	0,43	0,52	0,60	0,67	0,74	0,80	0,85	0,90	0,94	0,98	1,0
N_2	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0
$\eta, \text{мм}$	379	389	389	389	390	390	391	392	392	393	393	394

По результатам таблицы 3 построены графики зависимости (на рисунке 5).

Величина значений кривизны выпуклости при величинах l/H до 0,3 увеличивается с максимумом в точке $l/H = 0,3$, а при возрастании l/H от 0,3 - убывает.

Как и кривизна выпуклости, величины горизонтальных деформаций растяжений увеличиваются на интервале l/H до 0,3 с максимумом в точке $l/H = 0,3$, а при возрастании l/H от 0,3 - убывает.

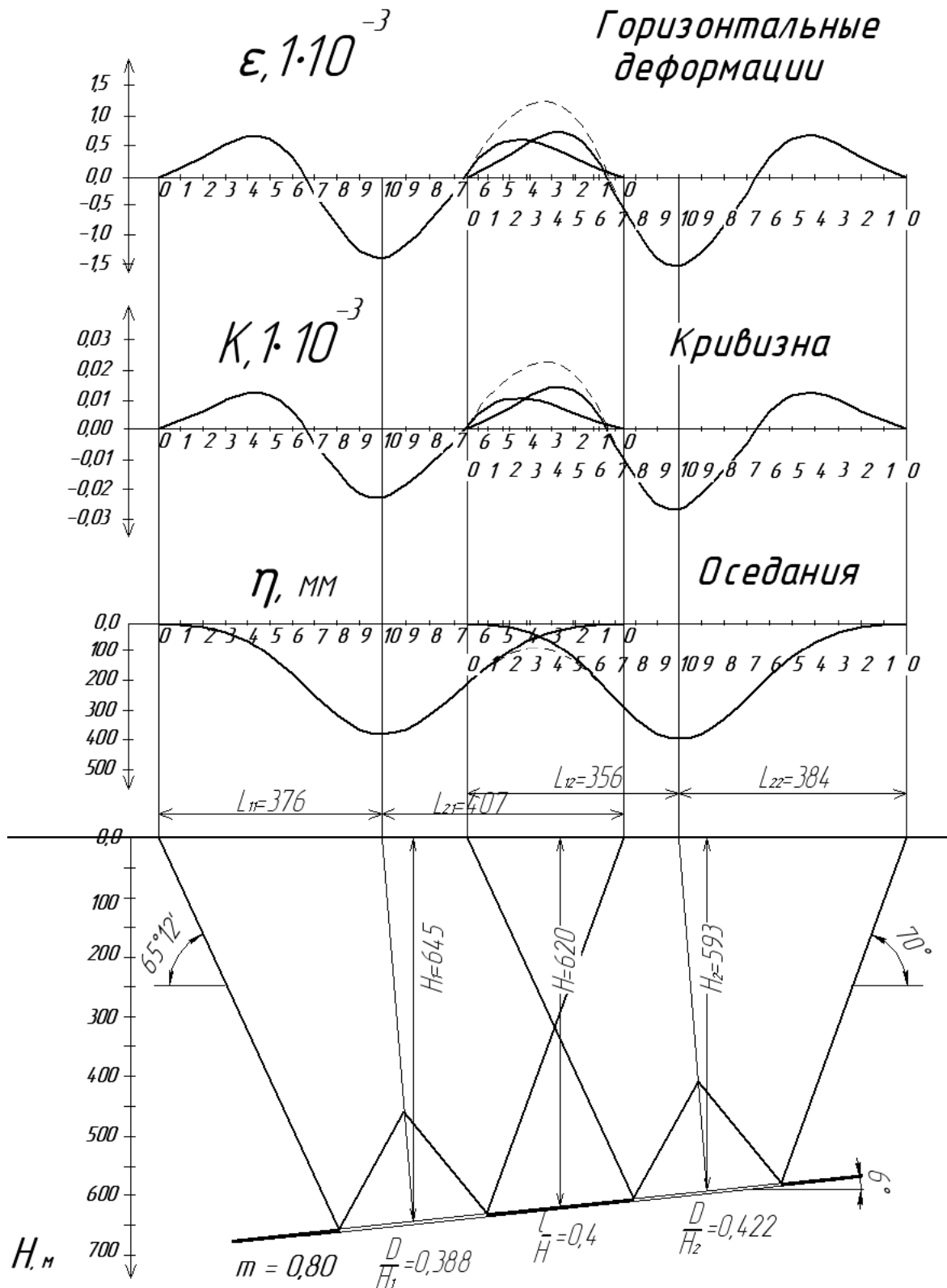


Рисунок 4 – Горизонтальные деформации, кривизна и оседания мульды сдвига при отработке пласта двумя лавами с целиком между ними по падению пласта ($l/H = 0,4$)

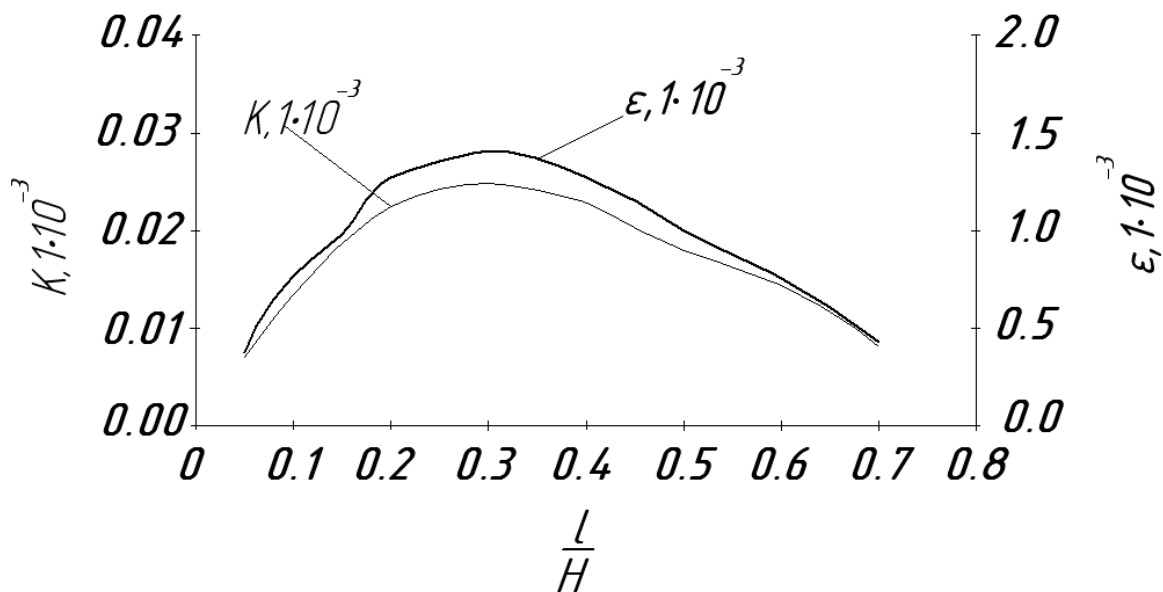


Рисунок 5 – График зависимости кривизны выпуклости и горизонтальных деформаций растяжений от отношения l/H

В качестве рекомендации для шахт Восточного Донбасса можно предложить следующее: увеличивать или уменьшать ширину лавы, чтобы избежать отношения D/H в интервале $(0,3 \div 0,5)$ и подбирать такой размер целика, который бы исключил сложение однозначных деформаций, которое происходит в интервале l/H $(0,25 \div 0,35)$ под наиболее важными сооружениями земной поверхности. Планировать очистные работы так, чтобы важные объекты находились в плоском дне мульды сдвижения.

Библиографический список

1. Галузевий стандарт України. Правила підробки будівель, споруд і природних об'єктів при видобуванні вугілля підземним способом. - УкрНИМІ, 2004. -128 с.
2. Ларченко В. Г. Зависимость горизонтальных деформаций земной поверхности от ширины выработанного пространства и размеров целиков /В.Г. Ларченко // Вестник МАНЭБ. – Санкт-Петербург, 2000. - №2 (26). - С. 30-32.

Рекомендована к печати д.т.н., проф. Бабиюком Г.В.

МЕТАЛУРГИЯ

д.т.н. Петрушов С.Н.,

к.т.н. Русанов И.Ф.,

Дорогой Е.В.

(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина, evgeniy.dorogoy@gmail.com)

АНАЛИТИЧЕСКОЕ ОПРЕДЕЛЕНИЕ ВЫХОДА ВОЗВРАТА И ТВЕРДОГО ОСТАТКА ПРИ ПРОИЗВОДСТВЕ АГЛОМЕРАТА

Аналітично розраховані коефіцієнти виходу твердого залишку і кількості повернення. Отримані залежності, що дозволяють зробити кількісну оцінку впливу хімічного складу шихти на параметри агломерації.

Ключові слова: *агломераційна шихта, повернення, продуктивність, спік, твердий залишок.*

Аналитически рассчитаны коэффициенты выхода твердого остатка и количества возврата. Получены зависимости, позволяющие производить количественную оценку влияния химического состава шихты на параметры агломерации.

Ключевые слова: *агломерационная шихта, возврат, производительность, спек, твердый остаток.*

При производстве агломерата по современной технологии неизбежно наличие мелочи в получаемом спеке. Эта мелочь непригодна для использования в доменном процессе и отсеивается на участке выдачи агломерата в аглоцехе. К тому же, в процессе транспортировки агломерата и при его перегрузках, образуется дополнительное количество мелочи, которая отсеивается перед загрузкой шихтовых материалов в доменные печи. Количество этой мелочи может быть различным, в зависимости от состава спекаемых шихт, условий спекания на аглоустановках, минимального размера зерна, по которому происходит разделение на годный и возврат, и др.

Выделенная из агломерата мелочь, имеющая в среднем крупность 4,5-5,0 мм [1] повторно вводится в шихту в виде возврата. Ввод в шихту возврата положительно влияет на процесс спекания агломерата и технико-экономические показатели процесса [2].

Количество возврата в шихте должно быть оптимальным. При недостаточном его количестве в шихте режим спекания агломерата будет отличаться от нормального, что скажется на производительности агло-

установки и качестве агломерата. В случае, когда количество получаемого возврата превосходит потребное его количество, уменьшается выход годного агломерата.

Таким образом, выход годного и количество возврата, выделяемого из спека и поступающего в шихту, являются наиболее важными конечными характеристиками аглопроцесса.

Количество возврата, которое участвует в агломерационном процессе, в практике агломерационного производства выражается в долях или в процентах по отношению к шихте или к полученному аглоспеку. Поэтому одно и то же участие возврата в процессе спекания характеризуется величинами, имеющими разное численное значение, в зависимости от того, по отношению к чему (шихте или спеку) относят возврат. Для нахождения зависимости между этими величинами обозначим количество возврата в этих двух случаях через x (доля возврата в сухой шихте) и b (выход возврата от спека в долях).

Масса спека G , получаемого в агломерационной установке, определяется как сумма израсходованного на спекание возврата B , постели Π и твердого остатка сухих материалов $\text{III} \cdot k$:

$$G = \Pi + B + \text{III} \cdot k, \quad (1)$$

где III – количество сухих, без возврата, материалов, загружаемых в аглоустановку, кг;

k – коэффициент выхода твердого остатка из сухих (без возврата) материалов, подвергнутых агломерации.

Примем, что масса возврата в процессе агломерации не изменяется. Согласно принятым обозначениям содержание возврата в сухой шихте и его выход из спека соответственно будут равны

$$x = \frac{B}{\text{III} + B} \quad \text{и} \quad b = \frac{B}{G}. \quad (2)$$

Отнесенное к массе сухой шихты количество постели, в долях ψ определяется соотношением

$$\psi = \frac{\Pi}{G}. \quad (3)$$

Из приведенных соотношений (2) и (3) следует

$$B = b \cdot G, \quad \Pi = \psi \cdot G \quad \text{и} \quad \text{III} = \frac{b \cdot G - b \cdot x}{x}. \quad (4)$$

После подстановки в уравнение (1) соответствующих величин, определенных по формулам (4), после преобразования и упрощения получим уравнение (5), связывающее величины x , b и ψ

$$\frac{1}{b} \cdot (1 - \psi) = 1 + \left(\frac{1}{x} - 1 \right) \cdot k. \quad (5)$$

Решив его относительно x , получим

$$x = \frac{b \cdot k}{b \cdot k - b - \psi + 1}. \quad (6)$$

а решение относительно b дает

$$b = \frac{(1 - \psi) \cdot x}{k \cdot (1 - x) + x}. \quad (7)$$

Обычно, в агломерационной практике, количество возврата определяется непосредственно путем замера расхода возврата взвешиванием в дозировочном отделении.

В некоторых случаях работы постель может отсутствовать, тогда величина $\psi = 0$ и выражения (7) и (8) упрощаются.

Таким образом, полученные выражения (6) и (7) аналитически связывают коэффициенты x и b и позволяют провести анализ аглопроцесса в случае, если один из них известен или задан. Входящая в эти формулы величина k легко поддается аналитическому определению.

Коэффициент k – коэффициент выхода твердого остатка из сухих материалов (без возврата), подвергаемых агломерации, легко определяется расчетным путем по известному химическому составу исходных материалов. Этот коэффициент показывает, какая часть исходного материала образует агломерат.

Если обозначить изменение массы i -го материала при агломерации через E_i % / %, то для него значение коэффициента выхода твердого остатка выразится как

$$k = \frac{100 - E_i}{100}. \quad (8)$$

Для шихты, состоящей из нескольких компонентов, долевое участие каждого из которых составляет a_i , относительное изменение массы при агломерации для всей шихты в целом выражается формулой

$$E = \frac{\sum E_i \cdot a_i}{\sum a_i} \quad (9)$$

и общий коэффициент выхода твердого остатка будет равен

$$k = \frac{100 - E}{100} \quad (10)$$

или $k = 1 - E$, если E взято в долях.

В простейшем случае величина E_i , определяемая по потерям при прокаливании, не в полной мере характеризует действительный выход агломерата из материала. Особенно это имеет место тогда, когда входящие в состав исходных материалов окислы теряют кислород или присоединяют его из газовой фазы.

Агломерированию, в основном, подвергаются железные руды и их концентраты, и в небольших количествах такие добавки, как колошниковая пыль, марганцевая руда и техногенные отходы. В качестве топлива используется коксовая мелочь или угли.

При получении офлюсованных агломератов в качестве флюсов используют известняк.

В процессе спекания этих материалов содержащиеся в них потери при прокаливании, состоящие в основном из CO_2 и H_2O , удаляются. Кроме этого, в результате химических превращений высших окислов железа и марганца теряется или присоединяется кислород. Улетучивается также и содержащаяся в материалах сера, что также в той или иной мере изменяет массу твердого остатка.

Для основных видов материалов численное значение E_i можно с достаточной степенью точности определить по формулам:

а) для железных, марганцевых руд и их концентратов, колошниковой пыли, флюсов

$$E_i = CO_2 + H_2O + C + \varphi_S \cdot S + \varphi_{Mn} \cdot Mn + \frac{16}{112} \cdot \left(\alpha \cdot Fe - \frac{56}{112} \cdot FeO \right) \quad (11)$$

б) для твердого топлива его твердым остатком является зола

$$E_i = 100 - A^c \cdot \left\{ 1 - 0,01 \cdot \left[\varphi_S \cdot S + \varphi_{Mn} \cdot Mn + \frac{16}{112} \cdot \left(\alpha \cdot Fe - \frac{56}{72} \cdot FeO \right) \right] \right\} \quad (12)$$

где CO_2 , H_2O , C , S , Mn , Fe , FeO – содержание элементов и соединений в % в материалах и в золе топлива;

A^c – содержание золы в сухом топливе, %;

φ_S , φ_{Mn} и α –коэффициенты.

В некоторых материалах содержание отдельных соединений или элементов может быть ничтожно мало или равно нулю. Для этих случаев формулы (11) и (12) значительно упрощаются.

Коэффициент α равен отношению содержания двухвалентного железа и общему его количеству в готовом агломерате. Для большинства аглофабрик, производящих офлюсованный агломерат, это отношение равно 0,2 и колеблется в довольно узких пределах от 0,19 до 0,22.

Изменение твердого остатка любого материала на единицу улетучиваемой из него серы φ_S зависит от типа серных соединений, содержащихся в материале, и схемы превращений этих соединений. В таблице 1 приводятся значения этого коэффициента.

Таблица 1 – Значения коэффициента φ_S

Исходное соединение серы	Наименование минерала	Схема превращения	Значение коэффициента φ_S
FeS	пирротин	$4FeS + 7O_2 \rightarrow 2Fe_2O_3 + 4SO_2$	0,25
FeS ₂	пирит	$4FeS_2 + 11O_2 \rightarrow 2Fe_2O_3 + 8SO_2$	0,625
CaS	–	$2CaS + 3O_2 \rightarrow 2CaO + 2SO_2$	0,5
MgS	–	$2MgS + 3O_2 \rightarrow 2MgO + 2SO_2$	0,5
CuFeS ₂	халькопирит	$2CuFeS_2 + 6O_2 \rightarrow$ $\rightarrow Cu_2O + Fe_2O_3 + 4SO_2$	0,71
CaSO ₄	ангидрит	$CaSO_4 \rightarrow CaO + SO_2 + \frac{1}{2}O_2$	2,5
MgSO ₄	–	$MgSO_4 \rightarrow MgO + SO_2 + \frac{1}{2}O_2$	2,5
S	свободная сера	$S + O_2 \rightarrow SO_2$	1,0
MnS	–	$MnS + \frac{3}{2}O_2 \rightarrow MnO + SO_2$	0,5

Обычно сера присутствует в материалах в нескольких минералах, например в руде КМА (Михайловское рудоуправление) 50 % серы входит в минерал FeS, а 50 % в минерал CaSO₄. Для золы топлива сера распределяется так: 60 % её связано в соединения FeS, 30 % в CaSO₄ и 10 % CaS. В таких случаях значение коэффициента φ_S подсчитывается как средневзвешенное, например, для золы топлива

$$\varphi_S = 0,6 \cdot 0,25 + 0,3 \cdot 2,5 + 0,1 \cdot 0,5 = 0,95.$$

Вычисленные значения коэффициента φ_S и φ_{Mn} для часто встречающихся в агломерационной практике материалов приведены в таблице 2.

Таблица 2 – Значения коэффициента φ_S и φ_{Mn} для часто встречающихся в агломерационной практике материалов

Наименование материалов	Соединения серы	φ_S	φ_{Mn}
Криворожский концентрат ИнГОК	$CuSO_4$	2,5	0
Криворожская аглоруда р/у Кирова	$CaSO_4$	2,5	0
Михайловская руда КМА 2,5	$FeS, CaSO_4$	1,25	0
Лебединская руда КМА	$FeS, CaSO_4$	1,25	0
Марганцевая руда Никопольская II сорт	$CaSO_4$	2,5	0,247
Известняки	$CaSO_4, S_{своб}$	2,5	0
Колошниковая пыль	$FeS, CaSO_4, S_{своб}$	2,1	0,096
Окалина	$FeS, CaSO_4$	0,25	0
Пиритные огарки	$FeS, CaSO_4, FeS_2$	0,45	0
Зола кокса	$FeS, CaS, CaSO_4$	0,95	0

Коэффициент изменения твердого остатка на единицу содержащегося в исходном материале марганца при превращении высших окислов марганца в низшие (φ_{Mn}) зависит от того, в какие конечные формы переходят исходные окислы марганца при агломерации. Обычно, содержащиеся в марганцевой руде или колошниковой пыли высшие окислы марганца, при небольших расходах указанных материалов в агломерат переходят в форме MnO . При больших количествах марганцевых руд в шихте в структуре готового агломерата возможны наряду с MnO также формы Mn_2O_3 и $MnFe_2O_4$.

Вычисленные значения коэффициента φ_{Mn} для различных окислов марганца приведены в таблице 3.

Для случаев, когда в исходном материале марганец присутствует в нескольких видах окислов, коэффициент φ_{Mn} подсчитывается как средневзвешенный.

Например, в Никопольской марганцевой руде 70 % марганца входит в соединение MnO_2 и 30 % – в Mn_2O_3 . Значение коэффициента для этой руды будет составлять

$$\varphi_{Mn} = 0,7 \cdot 0,291 + 0,3 \cdot 0,145 = 0,247.$$

Таблица 3 – Значения коэффициента Φ_{Mn} для различных окислов марганца

Исходное соединение марганца	Наименование минерала	Схема превращения	Φ_{Mn}
MnO	манганозит	$MnO \cdot CO_2 \rightarrow MnO$	0
Mn ₃ O ₄	гаусманит	$Mn_3O_4 \rightarrow 3MnO + \frac{1}{2} O_2$	0,097
Mn ₂ O ₃	браунит	$Mn_2O_3 \rightarrow 2MnO + \frac{1}{2} O_2$	0,145
MnO ₂	пиролизит	$MnO_2 \rightarrow MnO + \frac{1}{2} O_2$	0,291

Подсчитанное таким образом изменение массы спека при агломерации E_i по формулам (11) и (12) для часто встречающихся в агломерационной практике материалов приведено в таблице 4.

Таблица 4 – Значение потерь при агломерации E_i

Наименование	Химический состав									$\pm E_i$
	Fe	FeO	SiO ₂	CaO	Mn	S	C	п.п.п. CO ₂ +H ₂ O	$A_{зола}^c$	
Концентрат ИнГОК	64,7	27,2	8,6	0,3	0,26	0,069	-	-	-	- 1,01
Руда Криворожская	57,0	1,0	16,0	0,2	0,24	0,069	-	1,8	-	+ 3,49
Руда КМА, Михайловская	57,0	3,8	10,1	0,6	0,10	0,274	-	4,0	-	+ 5,55
Руда КМА, Лебединская	58,5	3,8	7,2	0,5	0,13	0,28	-	7,2	-	+ 8,80
Николаевская марганцевая руда II сорта	3,2	-	20,5	4,8	38,5	0,080	-	7,2	-	+ 17,00
Известняк	0,29	-	1,5	53,5	-	-	-	43,3	-	+ 43,3
Колошниковая пыль	42,2	13,6	12,8	13,5	0,83	0,344	13,6	1,6	-	+ 15,69
Окалина	71,2	30,6	1,0	0,5	-	-	-	-	-	- 1,37
Пиритные огарки	58,6	4,0	12,0	1,2	0,3	8,2	-	0,5	-	+ 5,82
Топливо (зола)	19,1	-	40,0	5,0	1,51	1,24	-	-	13,4	+ 86,83
Известь	0,3	-	1,8	72,5	-	-	-	23,0	-	+ 23,0

Как видно из таблицы 4, значения E_i могут быть как положительными, так и отрицательными, т.е. в первом случае масса твердого остатка меньше исходного материала, во втором – больше. Это связано с превращениями окислов железа, которые могут терять кислород, или присоединять его из воздуха.

Найденный таким образом коэффициент выхода твердого остатка из исходных материалов, входящих в шихту, не зависит от содержания в шихте возврата, что делает его удобным для анализа влияния режима возврата на параметры аглопроцесса.

Этот коэффициент зависит лишь от значения химических потерь шихты, что позволяет также производить количественную оценку влияния химического состава исходных материалов на параметры агломерации.

Так, для шихты агломерационной фабрики ПАО «АМК», имеющей состав, приведенный в таблице 5 (в % на сухую массу) общее изменение массы компонентов шихты при агломерации по формуле (11) составит $E = -14,93\%$, а общий коэффициент выхода твердого остатка k по формуле (12) будет равен $85,07\%$.

Таблица 5 – Состав шихты агломерационной фабрики ПАО «АМК»

Материал	Содержание материала в шихте
Концентрат ИнГОК	47,2 %
Руда криворожская	22,3 %
Колошниковая пыль	2,1 %
Известняк	19,0 %
Известь	3,3 %
Топливо	6,1 %
Всего	100 %

Выводы. Получены зависимости, определяющие связь количества возврата с другими показателями агломерационного процесса.

Коэффициент выхода твердого остатка из шихты определяется химическим составом и значением химических потерь материалов, и не зависит от количества возврата в шихте. Это позволяет производить количественную оценку влияния химического состава исходных материалов на показатели процесса агломерации.

Рассчитанные значения коэффициентов изменения массы наиболее употребляемых материалов при агломерации значительно упрощают расчет показателей аглопроцесса.

Библиографический список

1. Русаков П.Г. *Обобщенные характеристики ситового состава неоднородного сыпучего материала* / П.Г. Русаков, И.Ф. Русанов // *Заводская лаборатория*. – 1990. – № 2. – С. 15-19.

2. Базилевич С.В. *Агломерация* / С.В. Базилевич, Е.Ф. Вегман. – М: *Металлургия*, 1967. – 368 С.

Рекомендована к печати д.т.н., проф. Новохатским А.М.

*д.т.н. Смирнов А.Н.
(ГВУЗ «ДонНТУ», г. Донецк, Украина),
к.т.н. Куберский С.В.,
к.т.н. Эссельбах С.Б.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

МНОГОФУНКЦИОНАЛЬНЫЙ ПРОМЕЖУТОЧНЫЙ КОВШ ДЛЯ РАЗЛИВОЧНЫХ АГРЕГАТОВ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ МИКРО-ЗАВОДОВ

Запропоновано багатofункціональний проміжний ківш для розливальних агрегатів невеликої продуктивності, а також розглянуто основні підходи до реалізації різних технологічних операцій в ньому з метою ефективної підготовки металу. Отримано параметри, необхідні для проектування промислових проміжних ковшів.

***Ключові слова:** металургійний мікро-завод, багатofункціональний проміжний ківш, електродугове розкислення-легування, рафінування, підігрів, електромагнітне кондукційне перемішування.*

Предложен многофункциональный промежуточный ковш для разливочных агрегатов небольшой производительности, а также рассмотрены основные подходы к реализации различных технологических операций в нем с целью эффективной подготовки металла. Получены параметры, необходимые для проектирования промышленных промежуточных ковшей.

***Ключевые слова:** металлургический микро-завод, многофункциональный промежуточный ковш, электродуговое раскисление-леги́рование, рафинирование, нагрев, электромагнитное кондукционное перемешивание.*

При получении качественных сталей в условиях микро-заводов необходимо применение некоторых специфических решений на этапе разливки, к которым можно отнести использование электромагнитного поля, нагрев металла в промежуточном ковше, оптимизация вторичного охлаждения и т.п. Работа с ковшами небольшой емкости при достаточно большой продолжительности разливки и малой серийности вплоть до одиночных плавов выдвигает в ряд приоритетных проблему больших перепадов температур в промежуточном ковше, что потребует уделить

внимание технологическому мониторингу системы сталеразливочный ковш – промежуточный ковш (промковш).

К наиболее специфическим факторам технологии микрометаллургии, предполагающим более жесткие требования к синхронизации операций, можно отнести высокие скорости охлаждения ковшей и непрерывнолитых заготовок малого сечения, а также переменную температуру посады и возможно малую серийность разливок при условии гарантии стабильности ведения технологического процесса [1, 2].

В настоящее время наиболее перспективными низкопроизводительными способами разливки стали являются:

- горизонтальное непрерывное литье;
- полунепрерывное литье (вертикальное и наклонное);
- радиальная непрерывная разливка сутунки (тонкий узкий сляб) или сортовой заготовки.

Важнейшим элементом для всех перечисленных разливочных агрегатов, особенно в условиях металлургических микро-заводов, эксплуатирующих технологические агрегаты и металлургические емкости небольшой вместимости, является промежуточный ковш. Поэтому основной задачей проведенных исследований было создание многофункционального промковша, позволяющего осуществлять в нем основные технологические операции по подготовке металла к разливке.

Как правило, в условиях металлургических микро-заводов имеет место разливка одиночными плавками или серийная с небольшим количеством ковшей, разлитых плавка на плавку.

В этих условиях промежуточный ковш должен обеспечивать решение следующих основных технологических задач:

- гомогенизацию металла по химическому составу и температуре;
- удаление неметаллических включений;
- дополнительный нагрев металла;
- легирование металла (особенно компонентами имеющими высокое сродство к кислороду и азоту) и рафинирование его от вредных примесей;
- защиту металла от взаимодействия с атмосферой при переливе из сталеразливочного ковша и дозировании в кристаллизатор.

Кроме того, немаловажным является вместимость промковша, которая может быть значительно больше сталеразливочного ковша для обеспечения серийной разливки или получения крупных заготовок. Особенно это актуально для предприятий, где лимитирующим звеном технологии является не выплавка стали, а разливка, и таким образом обеспечивается прием большего количества металла из более производительных плавильных агрегатов.

На рисунках 1 и 2 представлен промковш, в котором под действием электромагнитной силы и устройства токоподвода [3] обеспечивается воз-

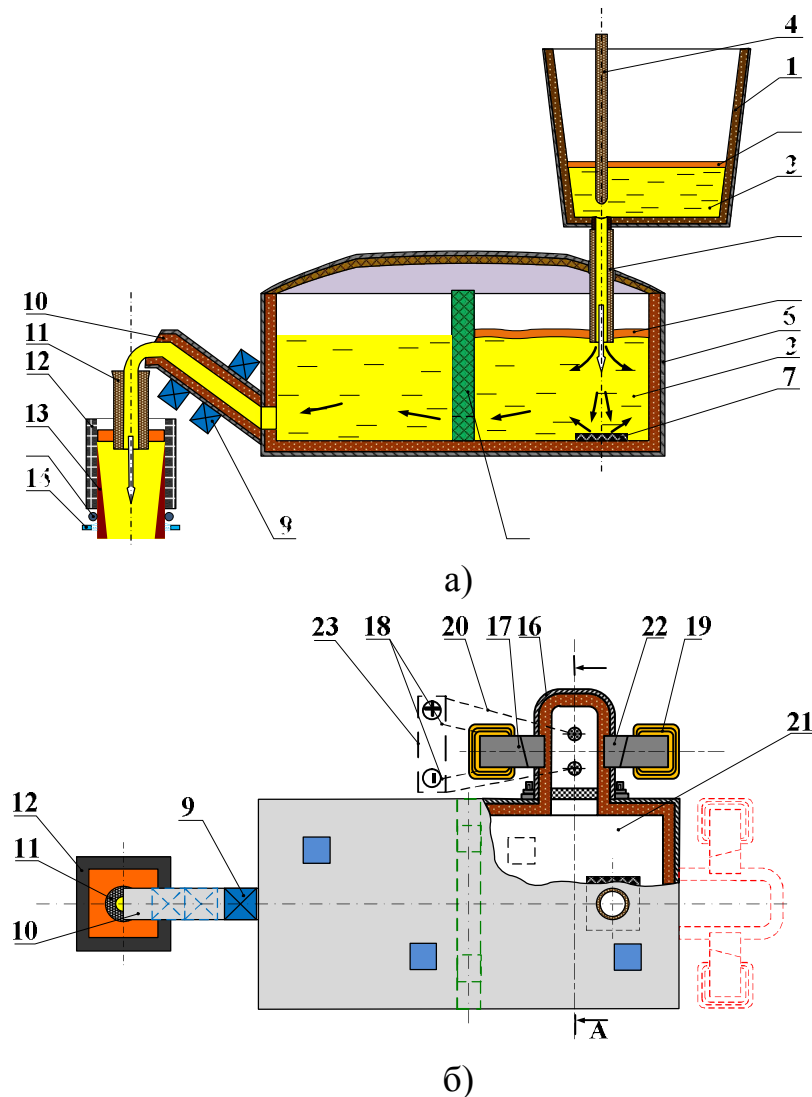
возможность произвольного регулирования потоков металла по скорости и направлению для его гомогенизации и удаления неметаллических включений, а также подогрев, раскисление-легирование и рафинирование от вредных примесей за счет восстановления необходимых для этих процессов элементов в глубине расплава под действием низкотемпературной плазмы дугового разряда [4-6].

К ферромагнитному кожуху проковша 6 присоединена отъемная дополнительная ванна 16, кожух которой изготовлен из неферромагнитного материала, помещаемая между полюсами электромагнита 17. Место расположения дополнительной ванны может быть произвольным и выбирается исходя из технических условий конкретного предприятия и необходимости реализации тех или иных технологических задач. В проковше предусмотрены транспортный закрытый желоб 10, снабженный системой электромагнитного дозирования металла в кристаллизатор и индукционного нагрева 9. Дополнительная ванна 16 имеет токоподвод 18 на обмотки 19 электромагнита 17, токоподвод 20 на расплав, керамическую перегородку 6 (рисунок 2) с переливными каналами 7 и 8 (рисунок 2) между рабочим пространством проковша 21 и рабочим пространством дополнительной ванны 10 (рисунок 2).

В неферромагнитные стенки дополнительной ванны 16 вварены ферромагнитные полюсные наконечники 22 электромагнита 17, концы наконечников 22 введены в футеровку дополнительной ванны 16 и выполнены охлаждаемыми для сохранения их ферромагнитных свойств при повышенной температуре эксплуатации.

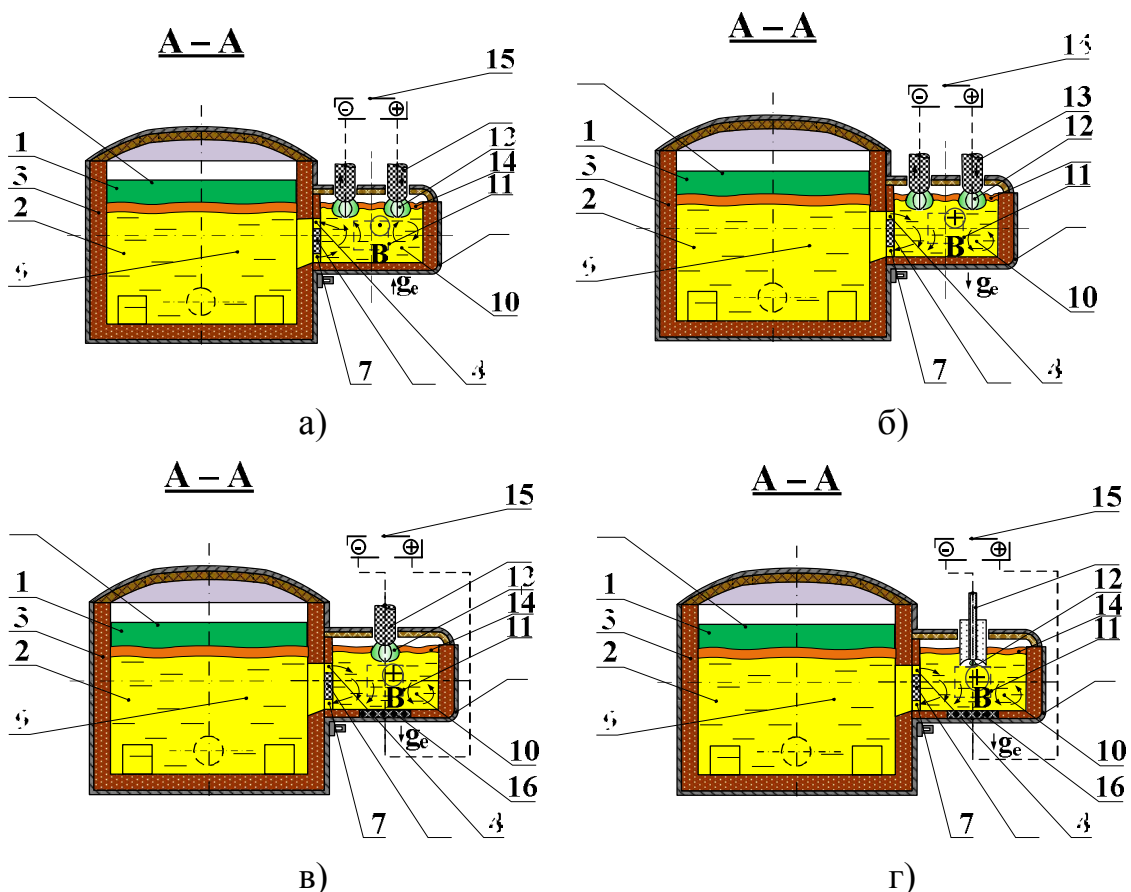
Электромагнит 17 монтируется на тележке проковша (не показана). Токоподвод 18 на обмотки 19 электромагнита 17 и токоподвод 20 на расплав выполнены с возможностью регулирования по отдельности тока, поступающего на обмотки 19 и на металл дополнительной ванны 10 (рисунок 2) через электрические дуги 12 (рисунок 2) с помощью электродной системы 13 (рисунок 2). В рабочем положении проковша полюсные наконечники 22 прилегают к магнитопроводу электромагнита 17 и являются его элементом.

Предлагаемый проковш при дозировании стали в кристаллизатор работает следующим образом. При подаче тока в обмотки 19 электромагнита 17 и на электродную систему 13 (рисунок 2) в металле дополнительной ванны действует магнитное поле с индукцией B и перпендикулярное ему электрическое поле тока электродной системы I , поступающего через дуги 12 (рисунок 2). Взаимодействие этих полей формирует «моторную» силу g_e , которая алгебраически складывается с ускорением силы тяжести g .



- 1 – сталеразливочный ковш; 2 – покровный шлак; 3 – металл; 4 – стопор; 5 – защитная труба; 6 – ферромагнитный корпус промковша; 7 – бойная плита (металлопроемник); 8 – огнеупорная перегородка с каналами для прохода металла; 9 – устройство для электромагнитного дозирования и индукционного нагрева металла; 10 – транспортный закрытый желоб для дозирования металла в кристаллизатор; 11 – приемная погружная воронка; 12 – кристаллизатор; 13 – корка формирующейся заготовки; 14, 15 – ЗВО; 16 – неферромагнитный корпус дополнительной ванны промковша; 17 – полюс электромагнита; 18 – токоподвод на обмотки электромагнита; 19 – обмотки электромагнита; 20 – токоподвод на расплав; 21 – рабочее пространство промковша; 22 – ферромагнитный полюсный наконечник электромагнита; 23 – источник питания

Рисунок 1 – Промежуточный ковш для разливочных агрегатов металлургических микро-заводов



1 – покровный шлак; 2 – металл; 3 – огнеупорная перегородка с каналами для прохода металла; 4 – неферромагнитный корпус дополнительной ванны промковша; 5 – футеровка промковша; 6 – керамическая перегородка; 7, 8 – переливные каналы; 9 – рабочее пространство промковша; 10 – рабочее пространство дополнительной ванны; 11 – ферромагнитный полюсный наконечник электромагнита; 12 – электрическая дуга; 13 – электрод для дугового нагрева (рудновосстановительный блок для электродугового раскисления-легирования и рафинирования); 14 – рафинировочный шлак; 15 – источник питания; 16 – подовый электрод

Рисунок 2 – Разрез A-A промежуточного ковша с различными схемами нагрева и обработки расплава: а, б – нагрев двумя сводовыми электродами с электромагнитным облегчением и утяжелением расплава для его циркуляции соответственно; в – одноэлектродный нагрев с токоподводящим подовым электродом и циркуляция расплава за счет электромагнитного утяжеления; г – нагрев, раскисление-легирование и рафинирование расплава заглубленным рудновосстановительным блоком и циркуляция расплава за счет электромагнитного утяжеления

Металл в дополнительной ванне «утяжеляется» или «облегчается» в зависимости от полярности подключения тока I. При подключении, показанном на позициях (б), (в), (г) рисунка 2, металл в дополнительной ванне «утяжелен», а на позиции (а), облегчен. Под действием электромагнитного давления металл выжимается через нижний канал 7 (рисунок 2) в рабочее пространство 21 промковша, а через верхний канал 8 (рисунок 2) переливается обратно в рабочее пространство дополнительной ванны 10 (рисунок 2), движение металла в которой на рисунке 2 показано стрелками. При изменении полярности подключения движение происходит в обратном направлении. Скорость потока стали, выжимаемого из ванны 10 (рисунок 2) через нижний канал, до 1,5 м/с и может регулироваться в широких пределах, чем обеспечивается выполнение технической задачи создания возможности произвольного регулирования потоков металла в промковше по скорости и направлению. Создаваемые циркуляционные потоки позволяют прокачивать металл, находящийся в промковше, через дополнительную ванну. На поверхности металла в дополнительной ванне может быть наведен рафинировочный шлак для удаления вредных примесей и неметаллических включений. Расположение уровня металла в дополнительной ванне несколько выше переливного канала препятствует захвату шлака и транспортированию его в промежуточный ковш.

Тепло, выделяющееся при вводе тока в металл дополнительной ванны 2 (рисунок 2) через электрическую дугу, создает условия для подгрева стали при практически отсутствии её науглероживания электродной системой 13 (рисунок 2). Регулируемыми по скорости и направлению потоками тепло переносится по всему объему металла в промковше, выравнивая температуру стали, поступающей в кристаллизаторы через транспортный закрытый желоб для дозирования металла в кристаллизатор. Нагрев металла можно осуществлять с использованием двухэлектродной системы представленной на позициях (а) и (б) рисунка 2, либо системы предусматривающей наличие одного верхнего электрода, а второй электрод встроен в подину дополнительной камеры по аналогии с конструкцией электродной системы печей постоянного тока (позиции (в) и (г) рисунка 2). При работе на чугуне и меди в качестве второго электрода может быть использован графитовый контактный элемент вмонтированный в подину дополнительной ванны.

Ферромагнитные металлоконструкции корпуса промковша и постановочной тележки способствуют усилению индукции В в зазоре между полюсными наконечниками, вваренными в неферромагнитные стенки корпуса дополнительной ванны. Возможность регулирования по отдельности тока, поступающего на обмотки электромагнита и на электродную систему, позволяет изменять в широких пределах соотношение между

скоростями потоков металла и мощностью его подогрева дугами для выполнения различных технологических операций:

- усреднения стали в промковше по химическому составу и температуре;
- устранения «застойных» зон в ванне промковша;
- применения рафинирующей обработки стали шлаками для освобождения её от эндогенных и экзогенных неметаллических включений.

Выполнение корпуса дополнительной ванны отъемным от корпуса промковша обеспечивает удобство выполнения ремонтных работ на ковше и возможность размещения одной или больше дополнительных «активных» ванн в разных участках промковша. Размещение концов полюсных наконечников в футеровке дополнительной ванны позволяет увеличить ее толщину, а также повысить надежность и безопасность работы системы при выполнении зазора между полюсами электромагнита минимально возможным для увеличения магнитной индукции B в металле дополнительной ванны.

Турбулентность металла в дополнительной ванне повышает интенсивность теплоотвода от электрических дуг, вследствие чего увеличивается КПД дугового нагрева.

В соответствии с проведенными исследованиями установлено, что для промышленных промковшей в зависимости от вида выполняемых операций (перемешивание, удаление неметаллических включений, рафинирование, нагрев и т.д.) требуется обеспечивать в дополнительной ванне индукцию магнитного поля 0,3-0,6 Тл, а плотность тока $1 \div 2 \cdot 10^5$ А/м².

Основным преимуществом электромагнитного перемешивания расплава по предложенной технологии является исключение образования застойных зон, наличие которых характерно при использовании традиционной технологии перемешивания расплава в промковше инертным газом.

При непрерывной разливке стали объем промковша выбирают таким образом, чтобы порция поступающего из сталеразливочного ковша металла находилась в нем 8-10 мин. Этого времени вполне достаточно для обеспечения всплывания неметаллических включений, образующихся в результате протекания физико-химических процессов раскисления металла, зарождения и выделения их, обусловленного снижением температуры и соответственно растворимости неметаллических включений в жидкой стали. Использование технологических приемов, обеспечивающих дополнительное перемешивание металла в промковше (продувка инертным газом, электромагнитное перемешивание) позволяет сократить время, необходимое для рафинирования, а следовательно способствует увеличению скорости разливки и уменьшению технологически необходимого времени пребывания металла в промковше или его вместимости.

При индукции магнитного поля 0,4 Тл и плотности тока на ванне активной зоны $5 \cdot 10^4$ А/м² через дополнительную ванну (имеющую размеры 0,6×0,7×0,2 м и размер переливного канала 0,05×0,2 м) можно прокачать металл, находящийся в течении 10 мин в промковше вместимостью 60 т, характерной для слябовых УНРС разливающих крупные слябы. Учитывая толщину футеровки дополнительной ванны индукция магнитного поля и плотность тока на ванне в промышленных условиях должны быть больше в зависимости от вида используемых огнеупоров на 30-50%.

Кратность циркуляции обеспечивается регулированием силы тока, подводимого отдельно на электродную систему и магнит. При этом возможно осуществлять одно, двух и многократную циркуляцию металла через дополнительную ванну.

Совместно с кондукционным электромагнитным перемешиванием металла можно осуществлять процесс дугового глубинного восстановления различных элементов из их оксидов для рафинирования и раскисления-легирования металла (рисунок 2, г).

Необходимый подогрев металла и дуговое глубинное восстановление в него элементов, используемых для раскисления-легирования (марганец, кремний, хром, ванадий, титан и др.) и рафинирования (магний, кальций), осуществляется синхронизацией количества тепла поступающего на единицу объема металла в дополнительной ванне и скорости восстановления полезных элементов. При увеличении кратности циркуляции удельные расходы тепла и восстанавливаемых элементов на единицу обрабатываемого металла пропорционально уменьшаются.

При обеспечении предложенных выше электромагнитных параметров электромагнитное «утяжеление» стали составит 2,8, что позволит увеличить кажущийся удельный вес ее примерно на 30% ($9 \cdot 10^4$ Н/м³). Это в свою очередь будет положительно сказываться на скорости всплывания неэлектропроводных неметаллических включений и препятствовать затягиванию шлака в расплав.

При обработке металла в промковшах малой вместимости 0,5-6 т для циркуляции всего металла через объем активной зоны дополнительной камеры (имеющей размеры 0,4×0,4×0,1 м и размер переливного канала 0,04×0,1 м) достаточно иметь индукцию магнитного поля 0,2-0,3 Тл и плотность тока на ванне активной зоны $0,5 \div 1 \cdot 10^4$ А/м².

В качестве основных выводов по результатам изложенных в работе исследований можно отметить следующее:

- большое значение при разливке стали в условиях металлургических микро-модулей имеют функциональные возможности промковша;
- для разливочных агрегатов небольшой производительности предложен многофункциональный промковш, предусматривающий

возможность электромагнитной и электродуговой обработки металла, решающих основные задачи подготовки его к разливке;

– в предложенном промковше совместно с кондукционным электромагнитным перемешиванием металла можно осуществлять процесс дугового глубинного восстановления различных элементов из их оксидов для рафинирования и раскисления-легирования металла, а также нагрев его до необходимой температуры;

– проведенные исследования позволили получить параметры, необходимые для проектирования промышленных промковшей.

В ходе дальнейших исследований будут отработаны режимы работы отдельных узлов промковша и разработаны технологические рекомендации по использованию его в производственных условиях.

Библиографический список

1. Костин В.Н. Анализ технических и технологических особенностей микрометаллургических модулей и оценка возможных вариантов их внедрения / В.Н. Костин, М.Н. Попков, В.В. Решетов, А.И. Трушин // ОАО «Черметинформация». Бюллетень «Черная металлургия». – 2008. – №3. – С. 51-57.

2. Жарницкий М.Д. Современные требования к автоматизации литейно-прокатных комплексов мини-заводов / М.Д. Жарницкий // Сталь. – 2005. – №5. – С. 39-41.

3. Куберский С.В. Кондукционный электромагнитный перемешиватель для стальной ванны / С.В. Куберский, С.Б. Эссельбах // Черные металлы. – Август 2012. – С. 17-22.

4. Куберский С.В. Электродуговое извлечение полезных примесей металлургических отходов и вторичных материалов в железоуглеродистые расплавы / С.В. Куберский // Металлургическая и горнорудная промышленность. – №7. – 2010. – С. 168-169.

5. Низяев К.Г. Десульфурация чугуна и стали магнием, восстановленным в зоне погруженной в металл электрической дуги / К.Г. Низяев, Б.М. Бойченко // Бюллетень НТЭИ. Черная металлургия. – 2007. – №11. – С. 34-39.

6. К.Г. Нізяєв. Наукові і технологічні основи створення високоактивної газопарової фази в об'ємі металу з метою глибокої десульфуратії / Автореферат дис.. д-ра техн.наук: 05.16.02 НМетАУ – Дніпропетровськ. – 2008. – 38 с.

Рекомендована к печати д.т.н., проф. Новохатским А.М.

*д. т. н. Бережний М. М.,
к. т. н. Світгарєєв Л.Н.,
к. т. н. Чубенко В.А.,
Хіноцька А.А.,
Глінкин С.О.*

(ДВНЗ «КНУ», м. Кривий Ріг, Україна; slevann@rambler.ru)

МНОЖИННА КОРЕЛЯЦІЙНА ЗАЛЕЖНІСТЬ ГРАНИЦІ ТЕКУЧОСТІ СТАЛІ ВІД ТЕМПЕРАТУРИ, СТУПЕНЯ ТА ШВИДКОСТІ ДЕФОРМАЦІЇ

Отримано кореляційну регресію та визначено вплив різних чинників на границю текучості металу. Складено енергетичний баланс осередку деформації, де враховано тепло заготовки, кінетичну та потенційну енергію валків й розкату, роботу деформації і теплоту розкату. Визначено зміну границі текучості сталі при різних режимах прокатування.

***Ключові слова:** границя текучості, ступінь та швидкість деформації, температура, теплота, енергетичний баланс.*

Получена корреляционная зависимость и определено влияние различных факторов на предел текучести металла. Составлен энергетический баланс очага деформации, где учтено тепло заготовки, кинетическую и потенциальную энергию валков и раската, работу деформации и теплоту полосы. Определено изменение предела текучести стали при разных режимах прокатки.

***Ключевые слова:** предел текучести, степень и скорость деформации, температура, теплота, энергетический баланс.*

Постановка проблеми та її зв'язок з науковими та практичними завданнями.

При пластичній деформації велика увага приділяється границі текучості матеріалу, оскільки від неї залежить витрата енергії на процес. Опір матеріалу пластичній деформації залежить від температури, ступеня та швидкості обробки. Тому визначення множинної кореляційної залежності границі текучості сталі від перелічених показників є актуальною задачею.

Аналіз досліджень та публікацій показує, що визначенню необхідної та корисної аналітичної залежності границі текучості металів від зміни температури, швидкості й ступеня деформації приділена увага ба-

гачьох вчених [1]. Але не зовсім зрозуміло, чому так широко розповсюджене зображення названої залежності від перелічених параметрів у вигляді добутку степеневих функцій [2]. Вірогідно, що це обумовлює наявність п'яти сталих величин на три змінних параметра.

Метою даної статті є визначення та перевірка математичної залежності опору сталі від умов деформації. Вибір оптимальних параметрів, які впливають на границю текучості, та обґрунтування на підставі моделювання режимів прокатування дозволяють підвищити якість металів та сплавів, збільшити продуктивність виробництва, зменшити економічні витрати на сам процес прокатування.

Викладення матеріалу та результатів.

Обробивши 230 результатів експериментально визначених залежностей границі текучості середньовуглецевих сталей [1] від температури, ступеня та швидкості деформації, отримано таку множинну кореляційну регресію:

$$\sigma_T^t = 26,1 - 0,0175t + 0,0813u + 0,2314\varepsilon - 5 \cdot 10^{-5} \cdot t \cdot u - 2,6 \cdot 10^{-4} \cdot t\varepsilon + 0,0011u\varepsilon - 5 \cdot 10^{-7} tu\varepsilon, \quad (1)$$

де σ_T , t , u , ε – відповідно границя текучості, Мпа; температура металу, °С; швидкість деформації, с⁻¹; ступінь деформації, %.

Вивчивши взаємовпливи змінних параметрів на границю текучості, виявлено, що їх впливом можна знехатати, оскільки вони в сотні й тисячі раз менші, як плюсових, так і мінусових факторів: коефіцієнт кореляції рівняння (1) дорівнює 0,65. Діапазон зміни факторів такий: $\sigma_T=200\div 900$ Мпа; $t=600\div 1200$ °С; $u=0,002\div 300$ с⁻¹; $\varepsilon=0\div 70\%$.

На вході в осередок деформації відбувається найшвидше зменшення границі текучості внаслідок роботи деформації і виділення тепла. Протягом перебування в осередку деформації під впливом швидкості та ступеня деформації метал зміцнюється і для його видавлювання в уширення й подовження необхідно збільшити зусилля валків. Для визначення рівноважної температури металу в осередку деформації, при якій сталь витікатиме з нього без збільшення зусиль валків, складемо енергетичний баланс осередку деформації [3]:

Прихід енергії

1. Тепло заготовки:

$$Q_{od}^{3np} = \frac{V_{od}}{\tau_{np}} i_{np}^{3np} = \xi \rho i_{np}^{3np} \text{ кДж/с}, \quad (2)$$

де V_{od} – об'єм осередку деформації, м³; τ_{np} – час перебування металу в осередку деформації, с; ξ – об'ємна продуктивність, м³/с; ρ – гус-

тина сталі: $\rho=7850$ кг/м³; i_{np}^{inn} – тепловміст сталі заготовки при приходній температурі t_{np} , °С.

2. Кінетична енергія валків:

$$W_{od} = \sigma_T^{inn} R_b b_{cp} v_{вал} \sin \frac{\alpha_y}{2}, \quad (3)$$

де σ_T^{inn} – границя текучості сталі при вхідній температурі, кДж/кг; R_b – радіус валків, м; b_{cp} – середня ширина штаби: $b_{cp} = \frac{b_0 + b_1}{2}$, м; $v_{вал}$ – кругова швидкість валків, м/с; $\frac{\alpha_y}{2}$ – та кут захвату при усталеному режимі прокатування, град.

3. Потенційна енергія валків:

$$E_{od}^{\Pi} = 2(b_0 h_0) v_0 \sigma_{\Pi}^{inp} + \xi \sigma_T^{emp}, \quad (4)$$

де b_0 , h_0 , v_0 – відповідно ширина, висота й швидкість штаби перед входом в осередок деформації, м і м/с; σ_{Π}^{inp} – поверхневий натяг сталі при температурі входу у валки, кДж/м²; ξ – об'ємна продуктивність, м³/с; σ_T^{emp} – границя текучості сталі при температурі входу у валки, кДж/кг.

Сумарний прихід енергії в осередок деформації:

$$\sum_{od}^{emz} = Q_{od}^3 + W_{od}^k + E_{od}^{\Pi}. \quad (5)$$

Витрати енергії

1. Кінетична енергія розкату:

$$W_{od}^k = \frac{m v_1^2}{q 2 \cdot 102} = \frac{\rho b_1 h_1 v_1^3}{2001,24}, \quad (6)$$

де m , v , b_1 , h_1 , q – відповідно масова продуктивність, кг/с; швидкість розкату, м/с; ширина й товщина розкату, м; прискорення сили земного тяжіння: $q=9,81$ м/с²; 102 – коефіцієнт переводу кгс в кДж.

2. Потенційна енергія розкату

$$E_{odn}^{tb} = 2(b_1 + h_1) v_1 \sigma_n^{tb} + \xi \sigma_T^{tb}, \quad (7)$$

де позначення такі ж, як у формулі (4) для розкату.

3. Робота деформації металу:

$$A_{oo}^{ib} = \sigma_{oo}^{ib} \left(\frac{\Delta h}{h} + \frac{\Delta b}{b} + \frac{\Delta l}{l} \right) \cdot \frac{b_{cp} h_{cp} R \sin \frac{\alpha_y}{2}}{102 \tau_{кр}}, \quad (8)$$

де σ_{oo}^{ib} – границя текучості сталі на виході з осередку деформації, кДж/кг; $\frac{\Delta h}{h}$, $\frac{\Delta b}{b}$, $\frac{\Delta l}{l}$ – відносна деформації штаби в обтиснення, уширення й подовження; R , $\frac{\alpha_y}{2}$, b_{cp} , h_{cp} – відповідно радіус валків, м; кут захвату в усталеному режимі прокатування, град; середні ширина й товщина осередку деформації, м; $\tau_{кр}$ – час перебування металу в осередку деформації, с.

4. Тепло розкату:

$$Q_{oo}^{pb} = \xi \rho i_b^{ib}, \quad \text{кДж/с} \quad (9)$$

де позначення такі ж, як у формулі (2), але з індексами для розкату і витрати енергій.

Сумарні витрати енергії в осередку деформації:

$$\sum_{oo}^{ib} = Q_{oo}^{pb} + W_{oo}^{sb} + E_{oo}^{ib} + A_{oo}^{ib}. \quad (10)$$

Прирівнявши згідно закону збереження енергії суму приходних статей до суми витратних статей енергетичного балансу та прийнявши, що метал входе в осередок деформації при температурі, до якої його нагріто, і з границею текучості, відповідною цій температурі, а витікає з осередку деформації відповідно при більшій температурі із меншою границею текучості внаслідок виділення тепла за рахунок роботи деформації, методом наближення визначено температуру металу, яку він набув при прокатуванні. При цьому з балансу було видалено статтю витрат на утворення нової зовнішньої поверхні розкату, оскільки її вплив на енергетичний баланс складає лише тисячні частки відсотка.

У результаті отримано таке рівняння:

$$\rho V i_{np}^{mn} + V \sigma_T^{mn} + 2 F_0 \sigma_{ноє}^{mn} = \rho V i_b^{ib} + \frac{\rho v^2}{2001,24} + V \sigma_T^{ib} + V \epsilon u \sigma_T^{ib} + 2 F_1 \sigma_{ноє}^{ib}. \quad (11)$$

Розділивши праву і ліву частини рівняння (11) на V маємо:

$$\rho (i_b^{ib} - i_{np}^{mn}) + \rho v^2 \cdot 0,05 \cdot 10^{-2} v^2 + \sigma_T^{mn} - \frac{2(F_1 \sigma_{ноє}^{mn})}{V} - \sigma_T^{ib} (1 + \epsilon) = 0, \quad (12)$$

де V – об’ємна продуктивність, м/с; F_0 і F_1 – відповідно зовнішня поверхня штаби до й після осередку деформації, м².

Підставивши у рівняння (12) значення тепловмісту у вигляді $i^t=0,7t$, а також вираз σ_T^t за формулою (1) без добутоків, отримано остаточне рівняння:

$$5425,6(i_b - i_{np}) + 39,6v_{вал}^2 + 5,3 \cdot 10^{-3} t_{np} \varepsilon - 2,713 - 1,707u - 2,896\varepsilon - 5,3 \cdot 10^{-3} t_{np} \varepsilon - 0,0813u\varepsilon - 0,23\varepsilon^2 + 0,265t_b \varepsilon^2 = 0 \quad (13)$$

де t_b , t_{np} – відповідно температури металу після і до осередку деформації, °С.

Використовуючи рівняння (13) визначено температуру сталі на виході з осередку деформації для характерних режимів, параметри яких взято з роботи [2]: 1, 2 – холодне прокатування (50÷100°С), 3, 4 – тепле прокатування (500÷900°С), 5, 6 – гаряче прокатування (1100÷1300°С). [3]. Результати розрахунків зведено в табл. 1.

Таблиця 1 – Результати визначення зміни границі текучості сталі при різних режимах прокатування

Показники	№№ режимів					
	1	2	3	4	5	6
Температура заготовки, °С	50	100	500	900	1100	1300
Кругова швидкість поверхні валків, м/с	20	15	10	8	5	3
Границя текучості сталі, кДж/кг	2,57	2,48	1,77	1,05	0,7	0,34
Ступінь деформації, %	8	12	16,5	22,0	32,4	18,7
Швидкість деформації, с ⁻¹	0.769·10 ⁶	1.4·10 ⁶	1471	364	234	34,1
Температура розкату, °С	379	786	487	878	1044	1103
Зміна температури в осередку деформації, °С	+329	+686	-13	-22	-56	-193
Границя текучості сталі при виході з валків, кДж/кг	1,983	1,257	1,79	1,093	0,796	0,69
Зміна границі текучості в осередку деформації, кДж/кг	-0,587	-1,223	+0,02	+1,043	+0,096	+0,35

Висновок: результати визначення температури штаби на виході з валків, отримані за рівнянням енергетичного балансу осередку деформації, свідчать про рівність приходу і витрати енергій за величиною

цього параметра, розрахованого методом наближення, [3]. Також підтверджується положення [4] про те, що надлишкове тепло при гарячому прокатуванні витрачається на зміцнення сталі і його можна закріпити в ній шляхом швидкого охолодження, а не перегрівати метал на $100\div 200^{\circ}\text{C}$.

Бібліографічний список

1. Полухін П. И. *Сопротивление пластической деформации металлов и сплавов: справочник, 2-е изд., перераб. И доп.* / П. И. Полухін, Г. Я. Гун, А. М. Галкин. – М. : Металлургия. – 1983. – 352 с.

2. Старченко Д. І. *Динаміка поздовжньої прокатки: навч. посібник* / Старченко Д. І. – К. : ІСДО. – 1995. – 384 с.

3. Бережний М. М. *Енергетичний баланс та реологічні властивості осередку деформації при прокатуванні штаби гладкими валками* / М. М. Бережний, В. А. Чубенко, А. А. Хіноцька. – Кривий Ріг : Діоніс. – 2011. – 120 с.

4. *Влияние режимов деформации слитка на трансформацию дендритной структуры в заготовках* / Г. В. Левченко, С. В. Ершов, Е. П. Демина и др. // *Обработка материалов давлением.* – № 1(19). – 2008. – С. 135 – 140.

Рекомендовано до друку к.т.н., доц. Денищенком П.М.

д.т.н. Смирнов А.Н.
(ГВУЗ «ДонНТУ», г. Донецк, Украина),
Максаев Е.Н.
(ПАО «АМК», г. Алчевск, Украина),
к.т.н. Куберский С.В.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)

АНАЛИЗ ПОВЕДЕНИЯ ШОС В КРИСТАЛЛИЗАТОРЕ СЛЯБОВОЙ МНЛЗ И ЕЕ ВЛИЯНИЕ НА ОБРАЗОВАНИЕ ПРОРЫВОВ

Проведено аналіз основних причин збільшення товщини шлаку в кристалізаторі і впливу її на сили тертя, тепловідведення, вірогідність утворення підвисань та проривів оболонки безперервнолитої заготовки.

***Ключові слова:** кристалізатор, шлаковий розплав, асиміляція, шлаковий гарнісаж, фазовий склад, структура, гетерогенність, інфільтрація, тепловідведення, тертя, підвисання, прорив.*

Выполнен анализ основных причин увеличения толщины шлака в кристаллизаторе и влияния ее на силы трения, теплоотвод, вероятность образования подвисаний и прорывов оболочки непрерывнолитой заготовки.

***Ключевые слова:** кристаллизатор, шлаковый расплав, ассимиляция, шлаковый гарниссаж, фазовый состав, структура, гетерогенность, инфильтрация, теплоотвод, трение, подвисание, прорыв.*

Благодаря высокому уровню технологических возможностей и программного обеспечения современных машин непрерывного литья заготовок (МНЛЗ), аварийность процесса непрерывной разливки существенно снижена, но вопрос прорывов корочки непрерывнолитой заготовки в настоящее время остаётся достаточно актуальным. Большинство прорывов, не связанных с прямым нарушением технологии и состоянием оборудования МНЛЗ, относятся к так называемым «шлаковым» прорывам [1]. Многие дефекты непрерывнолитых заготовок, особенно трещинообразование и поверхностные неметаллические включения прямо или косвенно связаны с условиями теплопередачи и физическими свойствами смазки поступающей в зазор между стенками кристаллизатора и заготовкой.

При создании оптимальных условий обеспечивающих безаварийную непрерывную разливку особое внимание уделяется шлакообразующим смесям (ШОС) для кристаллизатора, которые должны способствовать эффективному отводу тепла и обеспечивать минимальное трение заготовки о стенки кристаллизатора для конкретных температурно-скоростных характеристик, свойственных различным маркам сталей. Как показывает опыт, выбор эффективной ШОС должен осуществляться для каждого конкретного предприятия и зависит не только от технологии разливки и технических возможностей МНЛЗ, но и от технологии внепечной подготовки металла. В данном случае подразумевается тот факт, что основное внимание при выборе ШОС уделяется ее исходному составу, а не «искажённой» композиции шлака, получаемого на поверхности мениска в кристаллизаторе после взаимодействия его с разливаемой сталью.

На протяжении разливки серии плавов одной и той же марки стали часто наблюдается постепенное увеличение (иногда просто непостоянство) толщины жидкого шлака в кристаллизаторе, сопровождаемое изменением характеристик трения натяжения и теплоотвода в кристаллизаторе при том, что параметры разливки (температура, скорость) и расход ШОС на тонну стали остаются постоянными. Очевидно, что физико-химические свойства базовой ШОС и ее химический состав при этом изменяются за счёт насыщения шлака в кристаллизаторе различными неметаллическими включениями среди которых можно выделить эндогенные продукты реакций раскисления и десульфурации стали, а также экзогенные включения попадающие в кристаллизатор из ковшевого шлака и при эрозии огнеупорных материалов [2].

Снижение сил трения между поверхностью заготовки и стенкой кристаллизатора обеспечивается достаточным и равномерным поступлением жидкого шлака в имеющийся между ними зазор и существенно зависит от толщины слоя жидкого шлака на поверхности металла в кристаллизаторе, которая для условий разливки со скоростью примерно до 1 м/мин составляет 7-10 мм, а для высокоскоростных МНЛЗ 15-20 мм [3]. При недостаточной толщине слоя жидкого шлака сложно сохранить равенство скоростей плавления ШОС и инфильтрации шлака в зазор между заготовкой и кристаллизатором. В этом случае трудно также обеспечить равнотолщинный слой ШОС по периметру кристаллизатора. Если толщина слоя жидкого шлака значительно превышает указанную величину, возникает вероятность образования над мениском металла в кристаллизаторе грубого ранта, который затрудняет проникновение жидкого шлака в зазор между слитком и кристаллизатором. Таким образом, толщина слоя жидкого шлака над зеркалом металла в кристаллизаторе может служить дополнительным критерием контроля за процессом

разливки. Существенные отклонения толщины слоя от заданных значений свидетельствует о том, что процесс идет не в оптимальном режиме и нужна корректировка его технологических параметров [4].

Для определения взаимосвязи между толщиной, физико-химическими свойствами шлака в кристаллизаторе и их влиянием на стабильность технологического процесса непрерывной разливки серии плавов были выполнены промышленные исследования на слябовой МНЛЗ ККЦ ПАО «Алчевский металлургический комбинат».

На рисунке 1 в хронологической последовательности представлено изменение минерального состава шлака, пробы которого были отобраны из кристаллизатора по ходу разливки серии из десяти плавов стали марки ЗСП под кислой ШОС, имеющей одинаковый химический состав.

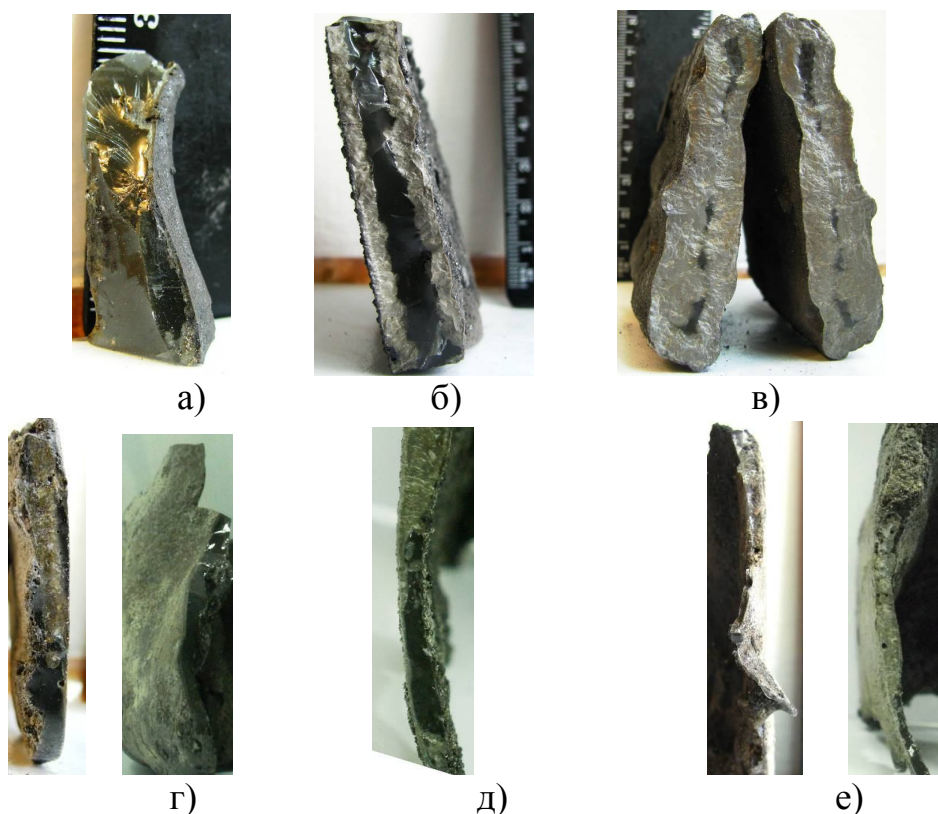


Рисунок 1 – Фрагменты проб шлака (а, б, в) отобранных с поверхности мениска металла и шлаковых корочек, образующихся в верхней части стенок кристаллизатора (г, д, е) в различные периоды разливки серии: а), г) середина 1-ой плавки б), д) 5-ая плавка, в), е) 10-ая плавка

Для определения толщины жидкого шлака в кристаллизаторе производили кратковременное погружение двух проволочек, стальной и алюминиевой, толщиной 1 мм в шлаковый расплав на поверхности ме-

ниска в кристаллизаторе и измеряли разницу в длине между оплавленными концами по шлаковой и стальной поверхностям. Значение толщины жидкого шлака в кристаллизаторе при отборе соответствующих указанному на рисунке 1 порядку проб составляло 7 мм (первая плавка в серии), 20мм (пятая) и 45мм (окончание последней плавки в серии).

Структура образца (а), изъятая в начале серии практически однородная стекловидная, с хорошо выраженными оптическими свойствами. Структуры образцов шлака (б) и (в) существенно отличаются от начальной (а) и характеризуются наличием не только стекловидной, но и кристаллической составляющих. Такие различия структуры обусловлены изменением физико-химических свойств шлака по ходу разливки серии и толщины его жидкого слоя в кристаллизаторе. Для фрагментов образцов шлаковых корочек (г, д, е), отобранных в районе менисковой зоны практически одновременно с отбором образцов жидкого шлака, характерно преобладание стекловидной структуры в их нижней части, а на участках шлакового ранта преобладает кристаллическая структура. Т.е. свойства шлаковых корок в подменисковой области близки к свойствам жидкого шлака отобранного в начале разливки серии, что определяет способность проникновения шлакового расплава в зазор и выполнение необходимых технологических параметров смазки и теплоотвода.

Рассматривая верхнюю часть шлаковых корок (без учёта непроплавленных фрагментов ШОС), можно предположить, что их свойства отличаются от свойств жидкого шлака отобранного в начале разливки серии, так как в полученной при их затвердевании структуре преобладает кристаллическая фаза, особенно в последней пробе. Данная структура является продуктом концентрации компонентов снижающих жидкоподвижность шлака и увеличивающих его температуру плавления [5]. Такой шлак концентрируется в верхней части шлакового расплава, смачивая стенки кристаллизатора, замерзает на них и образует рант кристаллического или смешанного минерального состава.

Обобщая выполненные исследования, можно предположить некоторую физико-химическую гетерогенность шлакового расплава, в котором разнофазные компоненты распределены согласно плотности и законов гидродинамики над поверхностью стального мениска.

Предположения о возможности существования гетерогенных шлаковых расплавов в кристаллизаторе подтверждены в ходе наших последующих исследований.

Так, на рисунке 2 представлены фото проб шлака и мест их отбора с поверхности «чулка» непрерывнолитого сляба, на котором произошёл прорыв корочки заготовки под кристаллизатором.

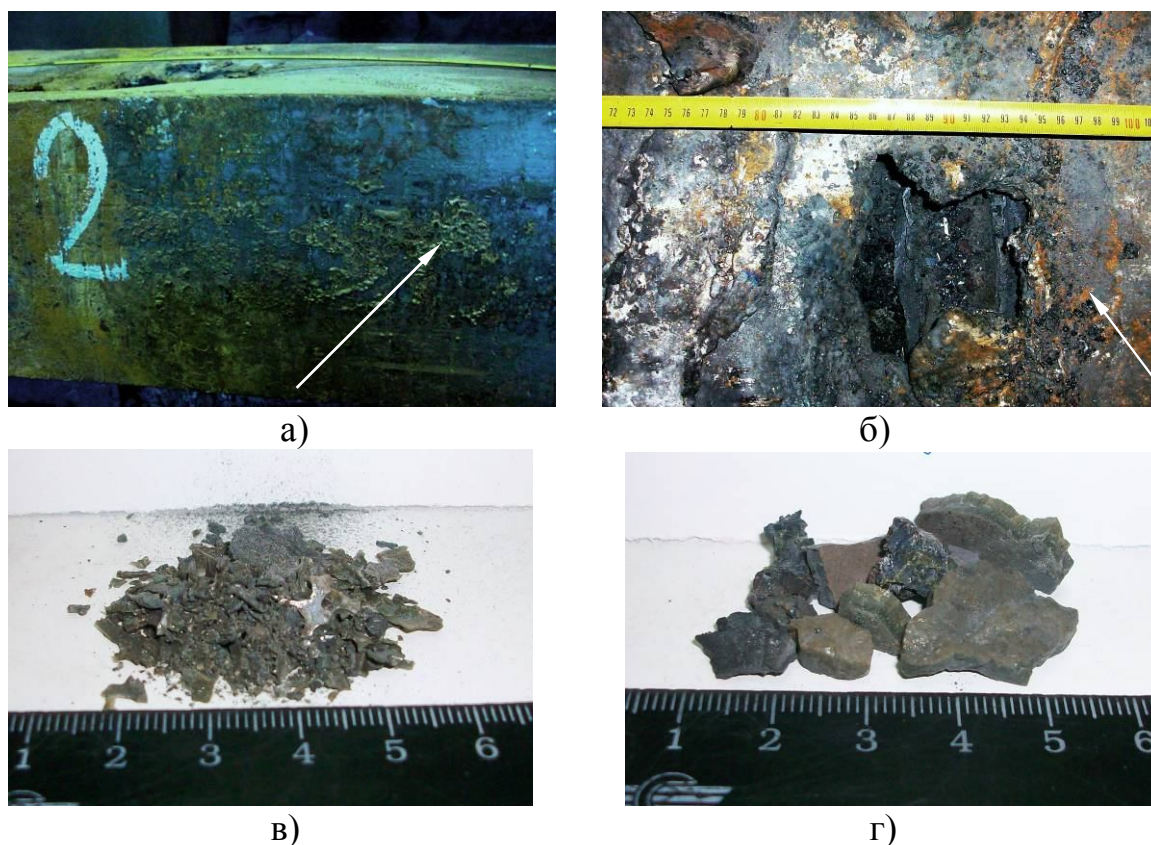


Рисунок 2 – Фото участков и внешний вид проб шлака отобранных с поверхности непрерывнолитого сляба, на котором произошёл прорыв: а), в) с узкой правой грани; б), г) с места прорыва грани малого радиуса

Образцы шлака, представленные на рисунке 2 (г), были отобраны на участке ниже «прорывного» отверстия, отмеченного на рисунке 2 (б). Несомненно – это шлак с поверхности над стальным мениском в кристаллизаторе, который переместился в эту область после вытекания стали в результате прорыва.

В соответствие с данными таблицы 1 можно сделать вывод, что химический состав шлаковой рубашки между заготовкой и стенкой кристаллизатора имеет явное отличие от состава шлака на поверхности мениска. При этом шлак с поверхности мениска не может являться фрагментом, так называемого непроплавленного слоя ШОС в связи со значительно искажённым его составом относительно исходного.

Важной характеристикой шлаковой расплава формирующегося на поверхности металла в кристаллизаторе является возможность его проникновения в зазор между плитой кристаллизатора и заготовкой для образования шлакового гарниссажа. Жидкий шлак должен равномерно затекать в образующийся зазор обеспечивая при этом необходимый теплоотвод и снижение сил трения возникающих при вытягивании заготовки.

Таблица 1 – Химический состав ШОС и проб шлака, отобранных с разных участков аварийного непрерывнолитого сляба

Компоненты	Содержание, %		
	исходная ШОС	шлак	
		узкая грань	поверхность мениска
CaO	30,4±0,8	37,8	44,2
SiO ₂	35.8±1.5	40,9	34,7
Al ₂ O ₃	4,4±0,5	8,47	8,6
MgO	2,8±0,5	4,03	3,04
MnO	≤0,3	2,42	2,47
Fe ₂ O ₃	1,5±0,5	1,72	2,02
SO ₃	-	0,41	0,27
S	-	0,17	0,11
FeO	-	3,40	4,06
Fe _{общ}	-	0,68	0,53
P ₂ O ₅	≤0,3	-	-
Na ₂ O	7,9±0,5	-	-
K ₂ O	≤0,13	-	-
C _{общ}	11,3±1,5	-	-
CaO/SiO ₂	0,85	0,97	1,27

Согласно данным работы [5] перемещение шлакового гарниссажа в направлении разлива происходит со скоростью отличной от скорости вытягивания слитка. В работах [6, 7] приводятся данные, о значительных перепадах давления действующего на шлаковую прослойку в зазоре при возвратно-поступательном движении кристаллизатора. Жидкий шлак, находящийся на стальном мениске и в зазоре между стенкой кристаллизатора и заготовкой создаёт условия герметичности. В момент так называемого «раздевания» и усадки слитка, а также перемещения шлакового гарниссажа давление в зазоре отрицательное. Соответственно наполняемость зазора шлаком будет зависеть непосредственно от его проникающей способности – вязкости. Таким образом, можно утверждать, что процесс поглощения или инфильтрации шлака зазором будет зависеть от давления в зазоре, пропускной его способности и вязкость расплава. При образовании гетерогенного раствора более жидкоподвижные его объёмы будет свободнее проникать в зазор, а более вязкие – задерживаться на поверхности.

Для физического моделирования процесса проникновения шлакового расплава в зазор между стенкой кристаллизатора и заготовкой был выполнен эксперимент предусматривающий отбор проб жидкого шлака

с поверхностной зоны одного кристаллизатора двумя разными способами с небольшим временным промежутком (менее 15 с). В первом случае пробу отбирали ложкой, а во втором использовали вакуумный пробоотборник типа SAVL для получения проб стали (со снятым стальным наконечником). Полученные образцы имели как визуальное отличие, так и по химическому составу (таблица 2). Проба отобранная вакуумным пробоотборником по внешнему виду и цвету напоминает «черное стекло», а ложкой волластонит.

Таблица 2 – Химический состав ШОС и проб шлака, отобранных из кристаллизатора различными способами

Компоненты	Содержание, %		
	исходная ШОС	шлак отобранный	
		пробоотборником	ложкой
CaO	30,4±0,8	40,6	44,2
SiO ₂	35.8±1.5	40	37
Al ₂ O ₃	4,4±0,5	7,67	8,35
MgO	2,8±0,5	4,36	3,43
MnO	≤0,3	4,2	4,8
Fe ₂ O ₃	1,5±0,5	0,91	0,72
SO ₃	-	0,18	0,07
S	-	0,07	0,02
FeO	-	1,34	1,1
Fe _{общ}	-	0,67	0,31
P ₂ O ₅	≤0,3	-	-
Na ₂ O	7,9±0,5	-	-
K ₂ O	≤0,13	-	-
C _{общ}	11,3±1,5	-	-
CaO/SiO ₂	0,85	1,015	1,195

Для пояснения имеющихся отличий воспользуемся данными таблицы 3 [8], в которой представлено влияние увеличения содержания различных компонентов на свойства ШОС.

Из наиболее часто встречающихся неметаллических включений, оказывающих значительное влияние на свойства шлака в кристаллизаторе, согласно таблицы 3, можно отметить CaO, Al₂O₃, а также показатель основности. Сравнивая две опытные композиции шлака, представленные в таблице 2 с помощью таблицы 3 можно полагать, что проба шлака, отобранная с помощью вакуумного пробоотборника, обладает меньшей вязкостью и температурой плавления по сравнению с пробой, отобранной с помощью ложки. Таким образом, получено косвенное

подтверждение о возможности фазового разделения составляющих гетерогенного шлакового расплава при наличии специфических свойств инфильтрации шлака, как и в случае проникновения его в зазор между плитой кристаллизатора и формирующейся оболочкой заготовки, и постепенное увеличение толщины поверхностного шлакового расплава.

Таблица 3 – Влияние увеличения содержания различных компонентов на свойства ШОС

Компоненты	Вязкость	Температура	
		затвердевания	плавления
CaO/SiO ₂	↓ ↓ ↓	↑ ↑ ↑	↑ ↑
Al ₂ O ₃	↑ ↑ ↑	↓ ↓	зависит от формы
Na ₂ O	↓	↓	↓ ↓
F	↓ ↓ ↓	↓	↓
MnO	↓ ↓	↓ ↓	↓ ↓
MgO	↓	↓	↓
BaO	↓	↓ ↓	↓
Li ₂ O	↓ ↓ ↓	↓ ↓	↓ ↓ ↓ ↓
ZrO ₂	↑ ↑ ↑	↓ ↓	↑ ↑ ↑

В технологическом плане попытки уменьшить количество шлакового расплава в кристаллизаторе путём сокращения расхода ШОС на тонну разливаемой стали, как правило, безуспешны. При уменьшении подачи свежих порций порошка или гранул расплав постепенно оголяется, что способствует теплоотдаче с мениска и его окислению. Объём накопившегося шлака, имеющий более высокую температуру плавления (по сравнению с исходной ШОС), охлаждается интенсивнее и начинает затвердевать в начале в углах кристаллизатора, а затем, образуя поверхностные корочки грубого ранта на стенках кристаллизатора, плавно охватывает весь его периметр. В таких условиях шлак попадает в зазор неравномерно, толщина его при этом не уменьшается, но сокращается количество жидкого шлака проникающего в зазор и возможно образование участков кристаллизатора не покрытых шлаком. В отсутствие равномерной смазки возможны подвисяния формирующейся корочки заготовки на плите кристаллизатора. При изоляции поверхности расплава свежей ШОС, корочки и рант при невысоких колебаниях в кристаллизаторе расплавляются, но количество шлака также остаётся прежним. Одним из технологических приёмов в подобных случаях может быть так называемое обновление шлака (вычерпывание старого и наведение нового) или переход на другую ШОС.

Достижение предельного значения толщины шлака, при которой ухудшается процесс проникновения жидкого шлака в зазор между формирующейся оболочкой заготовки и плитой кристаллизатора, вызывает ухудшение качества заготовки и увеличивает вероятность аварийности процесса – подвисяния или прорыва вследствие повышения трения либо вторичного разогрева локальной зоны формирующейся оболочки непрерывнолитой заготовки при фрагментарном замещении шлакового гарниссага газовым зазором (рисунок 3).



Рисунок 3 – Фрагменты шлаковой корки подменисковой зоны с нарушением целостности поверхности

Фрагмент шлаковой корки, представленной на рисунке 4 был отобран после замены погружного стакана и понижения уровня стали в кристаллизаторе при автоматической остановке процесса непрерывной разливки системой раннего оповещения прорывов «Mold Expert» на основании полученного сигнала «Alarm». При этом было визуально установлено локальное подвисяние корочки заготовки на плите кристаллизатора. Затекание в зазор недостаточного количества шлака, связанное с отклонением его вязкостных свойств, приводит к нарушению целостности шлакового гарниссага и не исключает прямого контакта оголенных участков оболочки заготовки со стенками кристаллизатора. Это приводит к локальному повышению трения, которое способствует подвисянию и (или) прорыву непрерывнолитого слитка. В свою очередь прорыв может быть обусловлен подвисянием либо недостаточной толщиной корочки заготовки в результате вторичного разогрева отдельных ее участков. Теплопередача на этих локальных участках может быть нарушена возникновением газового зазора в отсутствие шлаковой прослойки. Такой меха-

низм подвисаний и прорывов подтверждается присутствием фрагментов частиц меди в шлаке, отобранном с поверхности непрерывнолитого сляба в районе прорыва, что свидетельствует о наличии механического трения между плитой кристаллизатора и формирующейся стальной коркой слитка.

В качестве выводов по проведенной работе можно отметить следующее:

– основной причиной увеличения толщины жидкого шлака в кристаллизаторе является образование гетерогенного расплава над поверхностью стального мениска при повышении концентрации в нем различных включений эндогенного и экзогенного характера, способствующих увеличению вязкости и температуры плавления шлакового расплава в сравнении с базовой ШОС;

– инфильтрация шлака зазором между формирующейся оболочкой непрерывнолитой заготовки и плитой кристаллизатора носит дифференцированный характер по жидкоподвижным свойствам гетерогенной композиции расплава, что способствует накоплению вязких и тугоплавких композиций в гетерогенном расплаве;

– дефицит жидкой составляющей в гетерогенном шлаковом расплаве может быть вызван увеличением его толщины над стальным мениском и, соответственно, высокой концентрацией вязких и тугоплавких компонентов, что может стать причиной нарушения формирования целостности шлакового гарниссажа и замещением его инородной составляющей, в том числе газом. Последствием этого может быть локальное увеличение сил трения способствующих повышенному износу материала кристаллизатора, возникновению подвисаний и прорывов;

– данный процесс регулируется скоростью диффузии или растворения в шлаковом расплаве внедряющихся неметаллических включений по отношению к скорости их ассимиляции, зависящей от количества и вида включений, а также скоростью инфильтрации шлакового расплава зазором между стенкой кристаллизатора и заготовкой. Таким образом, основное внимание необходимо уделять выбору ШОС, с точки зрения обеспечения необходимых для нормальной работы свойств в условиях, характерных данному технологическому процессу подготовки и рафинирования стали до момента поступления её в кристаллизатор;

– учитывая, что на практике имеют место случаи совершенно различного поведения шлака в кристаллизаторе при серийной разливке идентичных марок сталей под одной и той же ШОС, то эффект ассимиляции шлаком различных включений имеет непостоянную схему химических взаимодействий, меняющих композицию шлака. В этом случае большее значение имеет динамика и происхождение неметаллических включений в стали.

Дальнейшие исследования будут направлены на изучение возможности уменьшения вязкости жидкого шлака по ходу серийной разливки за счет изменения его химического состава присадкой необходимых компонентов и разработку технологических рекомендаций по управлению процессом непрерывной разливки слябов в условиях возникновения аварийных ситуаций фиксируемых системой раннего оповещения прорывов «Mold Expert».

Библиографический список

1. Ботников С.А. *Современный атлас дефектов непрерывнолитой заготовки и причины возникновения прорывов кристаллизующейся корочки металла* / С.А. Ботников // Изд. 2-е. Волгоград: Панорама, 2011. – С. 72-78.

2. Смирнов Л.А. *Разработка составов силикатных шлаковых расплавов для непрерывной разливки стали* / Л.А. Смирнов, А.А. Смирнов, В.А. Старцев, Е.Н. Балахонов // Екатеринбург: УрО РАН, 2007. – 61 с.

3. Смирнов А.Н. *Непрерывная разливка стали* / А.Н. Смирнов, С.В. Куберский, Е.В. Штепан // Донецк: ДонНТУ, 2011. – 482с.

4. Казачков Е.А. *Структура и свойства шлаков, образующихся из шлакообразующих смесей в кристаллизаторе МНЛЗ* / Е.А. Казачков, С.В. Ларионова // Вісник Приазовського Державного Технічного Університету: Вып.№14. - 2004.

5. Carl-Åke Däcker. *The history of mould slag films downwards the mould and how it affects heat flux and shell growth in continuous casting of steels* / Carl-Åke Däcker, Anders Salwén, Peter Andersson, Christer Eggertsson // Materials & Process Development Department, Swerea KIMAB Box 55970, SE-102 16 Stockholm, SWEDEN carlake.dacker@swerea.se

6. Takeuchi E. *The Formation of oscillation marks in the continuous casting of steel slabs* / E.Takeuchi, G.K.Brimacombe. – Met. Trans.,1984. - V. 15B, Sept., №1-4. - P. 493-509.

7. Dauby P.H. *Lubrication and oscillation of the mold – two intimaly related parameters* / P.H. Dauby, W.H. Emling, R. Sobolewski et al. – Fachberichte Huttenpraxis, Metallweiterverbrbeitutung, 1987. - V.25, № 8. - P. 668-675.

8. *Improved Afax Mould Fluxes for High Speed Casting with Emphasis on Special Requirements for Thin Slab Casting [Электронный ресурс]* / R.J. Phillips, S.K. Das // Foseco International Limited.– Режим доступа к странице: http://70.84.87.240/pdfs/technical_papers/05.pdf.

Рекомендована к печати д.т.н., проф. Петрушовым С.Н.

*д.т.н. Смирнов А.Н.
(ГВУЗ «ДонНТУ», г. Донецк, Украина),
д.т.н. Гогаев К.А.
(Институт проблем материаловедения, ИАНУ),
Спиридонов Д.В.
(ПАО «АЗОЦМ», г. Артемовск, Украина),
к.т.н. Куберский С.В.,
Головчанский А.В.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

АНАЛИЗ ВЛИЯНИЯ ПОКРЫТИЯ КРИСТАЛЛИЗАТОРА НА КАЧЕСТВО ПОВЕРХНОСТИ И СВОЙСТВА СЛИТКА

Розглянуті питання змочування і термічного опору різних матеріалів, які використовуються для виготовлення кристалізаторів МБЛЗ. Досліджено умови затвердіння міді в кристалізаторі, що має стінки з покриттям з Ni і Ni-Cr нанесеного методом високошвидкісного повітряно-паливного напилювання. Показано, що досліджені покриття, забезпечують підвищення якості поверхні зливку, за рахунок запобігання появи хвилястості і складок на його поверхні.

Ключові слова: кристалізатор, покриття, тепловідведення, змочування, мідь, затвердіння, структура, властивості.

Рассмотрены вопросы смачивания и термического сопротивления различных материалов, используемых для изготовления кристаллизаторов МНЛЗ. Исследованы условия затвердевания меди в кристаллизаторе, имеющем стенки с покрытием из Ni и Ni-Cr, нанесенного методом высокоскоростного воздушно-топливного напыления. Показано, что исследованные покрытия обеспечивают повышение качества поверхности слитка, за счет предотвращения появления волнистости и складок на его поверхности.

Ключевые слова: кристаллизатор, покрытие, теплоотвод, смачивание, медь, затвердевание, структура, свойства.

Непрерывная разливка как промышленный метод формообразования заготовки является наиболее молодой и быстро развивающейся технологией в системе производства и разлива металла, которая продолжает интенсивно совершенствоваться в конструкционном и технологическом плане [1]. Основным технологическим узлом машин непрерыв-

ного литья заготовок (МНЛЗ), выполняющим функцию формообразования заготовки, является кристаллизатор. Качество непрерывнолитых заготовок и производительность МНЛЗ во многом зависят от конструкции внутренней полости кристаллизатора, физико-механических свойств используемого для изготовления его стенок материала, свойств и толщины покрытий и т.п.

С теплотехнической точки зрения кристаллизатор можно рассматривать как теплообменный аппарат, в котором затвердевающая сталь через медную стенку отдает определенное количество тепла охлаждающей воде. По данным работ многочисленных исследований известно, что примерно 20-35% от общего тепла металла заготовки отводится непосредственно в кристаллизаторе. Причем, чем выше скорость разливки, тем меньшая доля тепла отводится от заготовки в кристаллизаторе, что обуславливает повышение требований к прочности, формирующейся в нем твердой корочки. В связи с этим в технологическом плане значительно повышаются требования к качеству рабочей поверхности стенок кристаллизатора.

Известно, что тепловое сопротивление от кристаллизующегося металла к охлаждающей воде в верхней части кристаллизатора МНЛЗ оказывает решающее влияние на качество сформированной твердой корочки [1-3]. При этом 70-80% от общего теплового сопротивления приходится на участок «поверхность слитка – материал рабочей стенки кристаллизатора», где имеет место сопротивление газового зазора, слоя жидкой шлакообразующей смеси (ШОС) или смазки, а также защитного покрытия наносимого на медную рабочую поверхность кристаллизатора с целью повышения его стойкости к механическим воздействиям (рисунок 1). При этом величина газового зазора и толщина смазочного слоя являются наименее стабильными параметрами в ходе процесса непрерывного литья.

Из практики эксплуатации МНЛЗ известны способы улучшения теплоотвода путем создания, например, волнистой рабочей поверхности кристаллизатора, выполнения на его поверхности специальных канавок, изготовления кристаллизаторов из менее теплопроводного материала и т.п. [4, 5]. Однако использование менее теплопроводных материалов усиливает склонность кристаллизатора к короблению вследствие роста термических напряжений, а выполнение на его поверхности канавок или волнистости существенно увеличивает затраты на обработку и восстановление кристаллизаторов. Поэтому наиболее перспективным способом управления тепловым потоком в верхней части кристаллизатора является нанесение на его поверхность менее теплопроводного защитного покрытия, толщина которого может быть регламентированной и изменяться по высоте. Известно, что тепловой поток в верхней части кристаллизатора при высокоскоростной разливке стали достигает

9 МВт/м², а при разливке меди 2 МВт/м² [2, 3]. По данным работы [4] снижение теплового потока в районе мениска при критической скорости литья среднеуглеродистой стали на 30% снижает индекс продольных трещин в 5-6 раз.

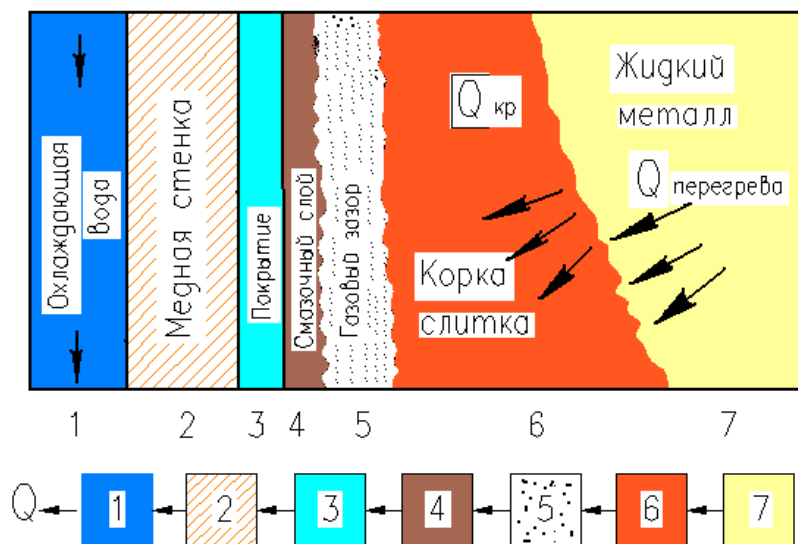


Рисунок 1 – Передача тепла от кристаллизующегося металла к охлаждающей воде (термическое сопротивление теплопередаче):

- 1 – от стенки гильзы к воде; 2 – в медной стенке, δ_M/λ_M ;
- 3 – в материале покрытия, $\delta_{п}/\lambda_{п}$; 4 – смазочного слоя, $\delta_{см}/\lambda_{см}$;
- 5 – в газовом зазоре, R_3 ; 6 – в корке слитка, $\delta_{сл}/\lambda_{сл}$;
- 7 – в жидком металле, δ_M/λ_M .

Рассматривая начальный момент кристаллизации непрерывного слитка, следует отметить, что формирование твердой корочки происходит на мениске металла, в результате чего образуется дугообразная твердая поверхность. При опускании этой части формирующегося слитка вниз вследствие возвратно-поступательного качания кристаллизатора через верхнюю ее кромку с мениска происходит переливание металла и затекание его в зазор между стенкой кристаллизатора и оболочкой непрерывного слитка. Таким образом, образуются наплывы, значительно снижающие качество поверхности заготовки. Для предотвращения образования наплывов необходимо исключить возможность переливания металла с мениска в зазор на начальной стадии формирования непрерывнолитой заготовки. Обеспечить это можно изменением условий теплоотвода в верхней части кристаллизатора. Так при уменьшении интенсивности теплоотвода в районе мениска формирующегося слитка твердая корочка будет образовываться не в области мениска, а несколько ниже. При этом удастся избежать формирования твердой корочки по

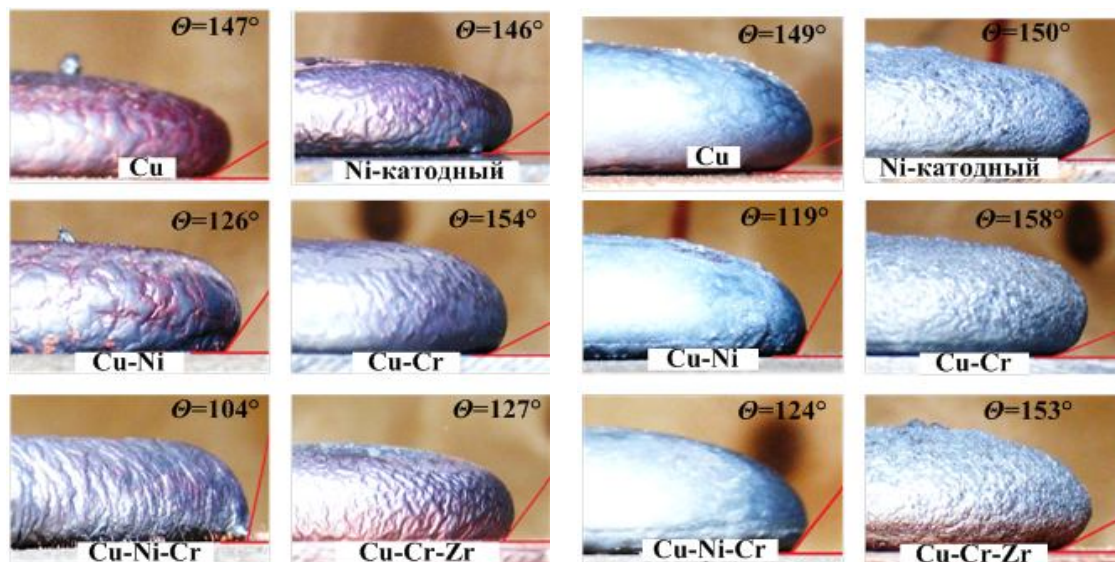
дугообразной поверхности. Соответственно формирование корочки параллельно стенке кристаллизатора предотвращает переливание жидкого металла и, следовательно, снижает вероятность образования различного рода наплывов. С точки зрения формирования качественной поверхности непрерывнолитых заготовок и оптимизации теплоотвода, определенную роль играет характер смачивания расплавом поверхности стенок кристаллизатора. При этом большое значение приобретает химический состав и способ нанесения защитных покрытий на рабочую поверхность кристаллизатора. На практике наибольшее распространение получили покрытия на основе хрома, никеля, циркония, молибдена и их сплавов [6, 7]. При этом нанесение покрытий на медную поверхность осуществляется различными методами.

Основная цель настоящей работы заключалась в комплексной оценке влияния защитного покрытия стенок кристаллизатора на качество поверхности непрерывнолитого слитка и его подповерхностного слоя.

В качестве экспериментальных образцов моделирующих поверхность кристаллизатора были использованы пластины рафинированной меди и катодный никель, медные пластины с хромовым покрытием, нанесенным гальваническим методом, а также покрытиями из никеля, никель+хром, хром+цирконий, нанесенными методом высокоскоростного воздушно-топливного напыления (ВВТН). Эти покрытия наносили оригинальной горелкой ГВО-2РВ повышенной тепловой эффективности. Для напыления использовали промышленный порошок электролитического никеля ПНЭ-1 фракции +63/-80 мкм и самофлюсующийся никель-хромовый сплав на основе никеля дисперсностью до 100 мкм. Покрытие наносили в 1 или 2 прохода при возвратно поступательном перемещении пластины со средней скоростью 65 мм/с. Толщина покрытия составила в среднем 250 мкм, пористость не превышала 0,5%, а адгезионная прочность находилась в диапазоне 65-72 МПа. Напыление производили на пластины из рафинированной меди, которые предварительно были подвергнуты струйно-абразивной обработке кварцевым песком дисперсностью до 2 мм.

Для определения величины угла смачивания исследуемой поверхности расплавом меди огневого рафинирования и среднеуглеродистой стали использовали известный метод лежащей капли [8]. Металл расплавляли в керамическом тигле печи Таммана. Затем в подготовленный расплав погружали один конец кварцевой трубки с внутренним диаметром 5 мм. Другой свободный конец трубки плотно закрывали и затем извлекали ее из печи. В результате образования разрежения внутри трубки оставалось некоторое количество жидкой меди или стали (1,5-2 г). Конец трубки с жидким металлом помещали над поверхностью экспериментального образца с исследуемым покрытием. Затем свободный конец открывали и по-

лучали каплю металла на поверхности образца, которая практически мгновенно переходила в твердое состояние (рисунок 2). Полученные на фотографиях геометрические контуры капель металла обмеряли по методу Дорсея.



а)

б)

Рисунок 2 – Характер смачивания различных подложек каплями меди (а) и стали (б)

Как видно из приведенных фотографий на холодной поверхности при высокой скорости охлаждения медь и сталь плохо смачивают подложку вне зависимости от материала напыления. Тем не менее, величина угла смачивания поверхности (θ°) для рафинированной меди, катодного никеля и гальванически нанесенного хрома заметно больше, чем для никелевого и никель-хромового покрытий, которые были нанесены методом высокоскоростного воздушно-топливного напыления.

Дальнейшие исследования были направлены на получение медного слитка размером $40 \times 40 \times 60$ мм, заливаемого в специальную изложницу, стенки которой выполнялись из пластин рафинированной меди толщиной 10 мм. Одна пара противоположных стенок изложницы не имела защитного покрытия, а на две другие пластины стенок изложницы методом высокоскоростного воздушно-топливного напыления были нанесены слой Ni и Ni-Cr покрытия соответственно.

В изложницу заливали жидкую рафинированную медь, которую перегревали на 50°C выше температуры плавления. Затвердевание и охлаждение медного слитка в изложнице происходило на воздухе. Затем его извлекали и оценивали состояние поверхности, внутренней структу-

ры, а также проводили исследование механических свойств. Всего было отлито 4 слитка. Фотографии состояния поверхности медного слитка представлены на рисунке 3.

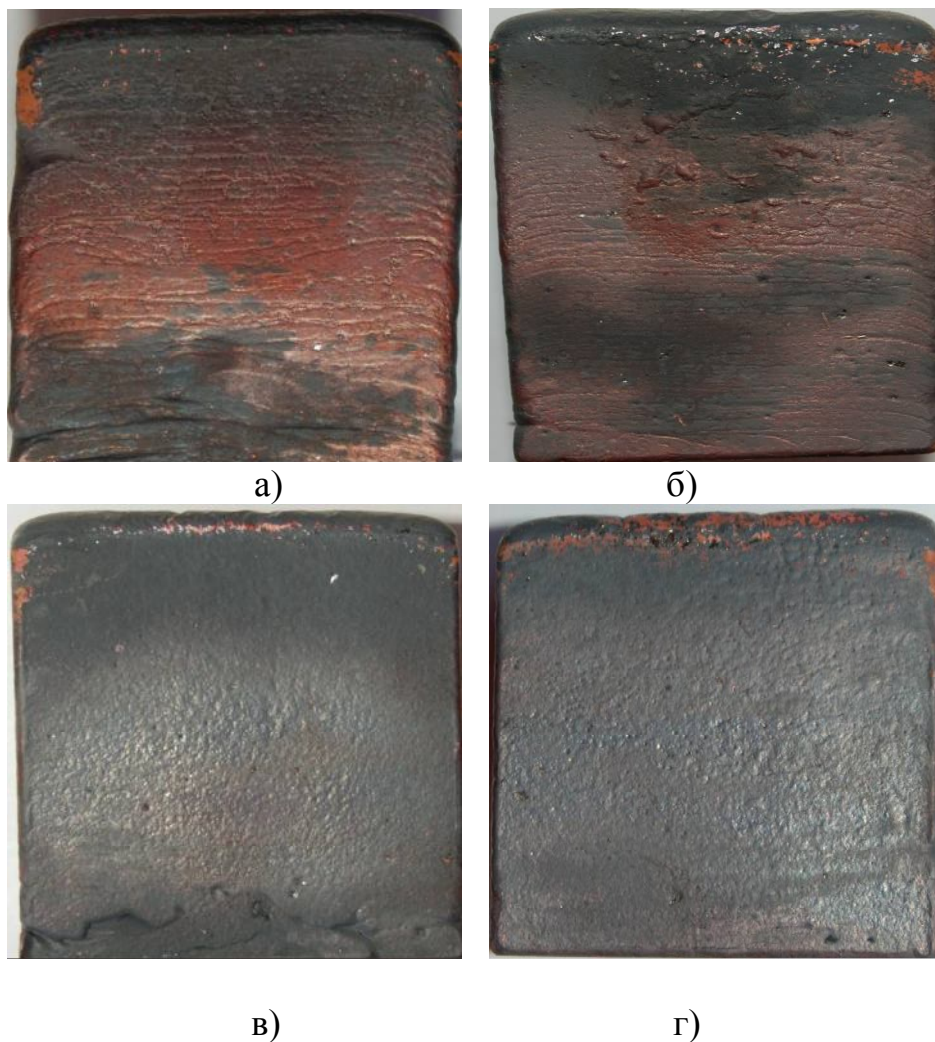


Рисунок 3 – Состояние поверхностей медного слитка разлитого в кристаллизатор, стенки которого изготовлены из различных материалов: а), б) – медь без покрытия; в) – никель-хромовое покрытие; г) – никелевое покрытие.

Установлено, что поверхность слитка, сформировавшаяся со стороны медных стенок кристаллизатора, имеет ярко выраженный волнообразный характер. При этом складки поверхности слитка располагаются с шагом 1,0-1,5 мм, а глубина впадин составляет 0,12-0,15 мм. Достаточно характерным выглядит также загиб складок вниз в области углов слитка. Угол загиба достигает величины 58-62°. Учитывая тот факт, что на поверхностях слитка, сформировавшихся со стороны стенок изложницы, имеющих покрытие, складки и волнистость практически полно-

стью отсутствуют можно предположить, что процесс затвердевания поверхностных слоев слитков в этом случае происходил медленнее, чем на стенках из меди.

При исследовании микроструктуры слитков разрезанных в продольном сечении посередине граней установлено, что металл слитка, расположенный у поверхности изложницы со стороны медных пластин без покрытия, характеризуется более плотной мелкозернистой структурой в сравнении с металлом, который в условиях опыта затвердевал у медных стенок имеющих никелевое или никель-хромовое покрытие (рисунок 4). Более того в слитке со стороны медных стенок без покрытия хорошо идентифицируется зона столбчатых кристаллов. В тоже время в слитке со стороны медных стенок с покрытием протяженность зоны столбчатых кристаллов уменьшается в 4-6 раз.

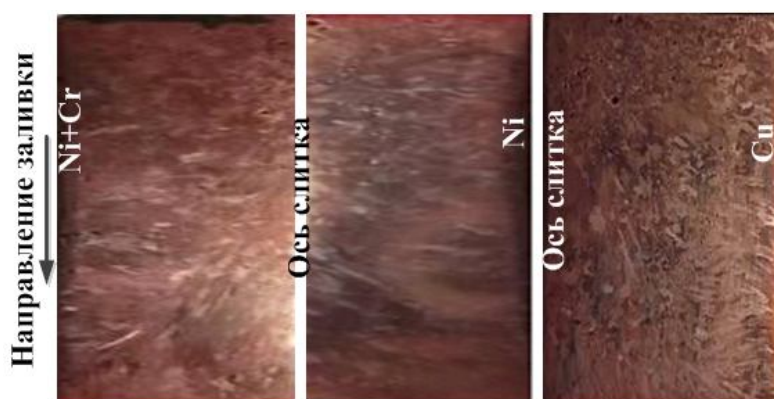


Рисунок 4 – Фотографии макроструктуры (продольный разрез)

Для оценки механической прочности твердой корочки на расстоянии 1 мм от поверхности слитка определяли микротвердость металла с помощью твердомера модели ZHV10 фирмы «Zwick/Roell». Средние значения твердости (по 7-8 замерам) металла слитка составили:

- со стороны медной стенки без покрытия - HV46,5;
- со стороны медной стенки с Ni покрытием - HV60,0;
- со стороны медной стенки с Ni-Cr покрытием - HV51,0.

Кроме этого, на специально подготовленных микрошлифах была выполнена оценка величины микропор в поверхностном слое слитка. Как показали выполненные исследования, микропоры расположены в подповерхностном слое металла слитка по всей поверхности исследуемых образцов. Поры имели преимущественно округлую форму, а их размеры колебались в значительных пределах. Установлено, что размеры пор в подповерхностном слое возле медной стенки (10-100 мкм) значительно меньше, чем у стенки имеющей покрытие из Ni и Ni-Cr (10-500 мкм и 10-1500 мкм соответственно). При этом во всех образцах ко-

личество микропор меньшего размера было примерно в 8-10 раз выше, чем большего размера. Причиной наличия бóльшего количества пор в подповерхностном слое слитка, расположенном со стороны стенок изложницы, имеющих покрытие, нанесенное методом высокоскоростного воздушно-топливного напыления, видимо следует считать наличие пор в самом покрытии, а также его шероховатость. Это создает определенные условия для внедрения пузырьков газа, находящихся в порах слоя покрытия в металл слитка непосредственно в процессе наполнения. Соответственно для повышения качества покрытия его следует подвергать шлифованию.

Полученные результаты исследований подтверждают наличие определенного влияния нанесенных покрытий на характер формирования поверхности и подповерхностного слоя слитка. Это влияние проявляется, прежде всего, вследствие различия величины угла смачивания металлом стенок изложницы с различными покрытиями. Не менее важным является также тот факт, что при нанесении покрытия происходит уменьшение величины теплопроводности стенки изложницы. При этом снижение интенсивности теплоотвода через стенку изложницы особенно влияет на формирование подповерхностного слоя слитка.

Так, оценка теплопроводности стенок изложницы, имеющих покрытие, выполненная нами вихретоковым методом на приборе «SIGMATEST 2.069» [9], показала, что термическое сопротивление стенки изложницы при нанесении покрытий возрастает следующим образом:

– медь рафинированная	100%
– медь рафинированная + хромовое гальваническое покрытие толщиной 0,1 мм	103%
– медь рафинированная + никелевое гальваническое покрытие толщиной 0,1 мм	105%
– медь рафинированная + никелевое ВВТН покрытие толщиной 0,25 мм	116%
– медь рафинированная + никель-хромовое ВВТН покрытие толщиной 0,25 мм	112%

Полученные данные свидетельствуют о том, что состав покрытия и его толщина могут существенным образом влиять на величину теплопроводности стенки кристаллизатора. Между тем следует иметь в виду, что увеличение толщины покрытия с целью снижения теплопроводности стенки имеет чисто технические ограничения, связанные с тем, что увеличение толщины покрытия может, как правило, приводить к его растрескиванию или отслоению. Кроме того, увеличение толщины покрытия может приводить к заметному удорожанию стенки кристаллиза-

тора, что объясняется высокой стоимостью материалов, используемых для покрытий.

Таким образом, по результатам проведенных исследований можно сделать следующие основные выводы:

– применение в металлургической практике специальных защитных покрытий, наносимых на стенки кристаллизаторов МНЛЗ, является весьма эффективным приемом, обеспечивающим повышение качества поверхности и подповерхностного слоя слитка. При этом эффективность работы покрытия зависит от его толщины, химического состава, способа нанесения и т.п.;

– установлено, что никелевое и никель-хромовое покрытия, нанесенные методом высокоскоростного воздушно-топливного напыления, обеспечивают повышение качества поверхности слитка, в том числе предотвращают появление волнистости и складок на его поверхности. Это следует связывать с уменьшением угла смачивания поверхности стенок изложницы заливаемым металлом, а также со снижением интенсивности теплоотвода через них;

– наиболее предпочтительным покрытием представляется никелевое, поскольку оно обеспечивает повышенный срок службы кристаллизаторов МНЛЗ. При этом достигаются высокие показатели качества подповерхностного слоя слитка, в частности высокая прочность и сравнительно низкая пористость корочки.

В ходе дальнейших исследований предполагается опытно-промышленное опробование медного кристаллизатора с никелевым покрытием, нанесенным методом ВВТН в условиях действующего производства.

Библиографический список

1. *Смірнов О.М. Безперервне розливання сталі: підручник. / О.М. Смірнов, С.В. Куберський, Є.В. Штепан. – Алчевськ: ДонДТУ, 2011. – 518 с.*

2. *Кац А.М. Теплофизические основы непрерывного литья слитков цветных металлов и сплавов / А.М. Кац, А.Г. Шадек. – М.: Металлургия, 1983. – 208 с.*

3. *Бровман М.Я. Кристаллизаторы установок непрерывного литья металлов. / М.Я. Бровман. – М.: Теплотехник, 2011. – 432 с.*

4. *Либерман А.Л. Управление теплоотводом в кристаллизаторе – путь улучшения качества непрерывнолитых заготовок / В кн. «И.П.Бардин и металлургическая наука». - М.: Металлургиздат, 2003. - С.112-120.*

5. *Масато Т. Кристаллизаторы установок непрерывной разливки стали от «Mishima Kosan». Электролакирование и термическое напы-*

ление // Новые направления в развитии оборудования непрерывной разливки металлов: Материалы международного научно-практического семинара. – Екатеринбург: ГОУ ВПО УГТУ-УПИ: 2009. – С.4-19.

6. Лейрих И.В. Особенности разрушения покрытий гильз кристаллизаторов высокоскоростных сортовых МНЛЗ / И.В. Лейрих, А.Н. Смирнов, Е.Ю. Жибоедов, Е.Н. Любименко // *Электromеталлургия*, 2007. - №4. – С. 29-32.

7. Куклев А.В. Российский опыт применения покрытий на медных стенках слябовых кристаллизаторов / А.В. Куклев, Ю.М. Айзин, А.А. Макрушин и др. // *Сталь*, 2007. - №3. – С. 17-18.

8. Шатагин О.А. Горизонтальное непрерывное литьё цветных металлов и сплавов / О.А.Шатагин.- М.: *Металлургия*, 1974. - 210 с.

9. Оценка физико-механических свойств рафинированной меди как материала для рабочих стенок кристаллизаторов МНЛЗ / Смирнов А.Н., Шутов И.В., Спиридонов Д.В. и др. // *Сб.научн.тр. Донбасского государственного технического университета. Вып. 35.* – Алчевск: ДонГТУ, 2011. – С.114-122.

Рекомендована к печати д.т.н., проф. Новохатским А.М.

*Диментьев А.О.,
д.т.н. Новохатский А.М.,
к.т.н. Дорофеев В.Н.,
к.т.н. Карпов А.В.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

ПОРОЗНОСТЬ КОКСОВОЙ НАСАДКИ В СЛОЕ ЧУГУНА

Розроблена методика розрахунку порозності частини коксової насадки зануреної у шар продуктів плавки, який знаходиться в горні доменної печі. Визначено, що рух чавуну в льотці під час випуску буде ламінарним, якщо він виходить з шару, в який не занурена коксова насадка.

***Ключові слова:** доменна піч, горн, коксова насадка, порозність, шар чавуну, шар шлаку.*

Разработана методика расчета порозности части коксовой насадки погруженной в слой продуктов плавки, который находится в горне доменной печи. Определено, что движение чугуна в летке во время выпуска будет ламинарным, если он выходит из слоя, в который не погружена коксовая насадка.

***Ключевые слова:** доменная печь, горн, коксовая насадка, порозность, слой чугуна, слой шлака.*

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.

Показатели работы доменных печей большого объема в значительной мере зависят от работы горна. Одним из определяющих факторов, влияющих на работу горна, является остаток слоя шлака в горне доменной печи, после закрытия выпуска.

Количество остаточного шлака зависит от объема накопленных продуктов плавки в горне перед открытием выпуска, вязкости продуктов плавки, диаметра летки, давления дутья и порозности коксовой насадки.

Порозность коксовой насадки, погруженной в слой продуктов плавки, влияет на скорость движения шлака к летке во время выпуска. Уменьшение этой порозности приводит к снижению скорости движения шлака и создает угрозу загромождения горна.

Оценить порозность коксовой насадки, погруженной в слой продуктов плавки, приборами на данный момент не возможно. Так же нет методики расчета этой порозности. Знание порозности коксовой насад-

ки, погруженной в слой продуктов плавки в горне печи, позволит технологическому персоналу доменной печи своевременно отреагировать на возможное загромождение горна и производить промывки горна по необходимости, а не по определенному графику.

Анализ исследований и публикаций.

Предыдущие исследователи пришли к выводу, что коксовая насадка, которая погружена в слой продуктов плавки, имеет неодинаковую порозность по радиусу горна [1,2]. Ее можно разделить на три зоны: периферийную, с хорошими дренажными условиями, центральную, с плохими дренажными условиями, и промежуточную [1].

Неоднократно предпринимались попытки оценить порозность коксовой насадки, погруженной в слой продуктов плавки, при этом исследовали порозность коксовой насадки расположенной в районе фурм и летки [3,4], изучали гидродинамику горна действующей доменной печи с использованием радиоактивных трассеров [5].

Основным недостатком предыдущих методов определения порозности коксовой насадки, погруженной в слой продуктов плавки, является отсутствие возможности оценить порозность во всем объеме слоя продуктов плавки, накопленных в горне доменной печи.

Постановка задачи.

Чтобы определить порозность коксовой насадки, погруженной в слой продуктов плавки, необходимо ее рассчитать в каждой из трех зон данной коксовой насадки или среднюю для этих трех зон.

Анализ движения чугуна в летке во время выпуска дал возможность создать методику расчета средней порозности коксовой насадки, погруженной в слой чугуна, накопленный в горне доменной печи.

Изложение материала и его результаты.

Рассмотрим порозность идеального слоя, который состоит из шаров одинакового диаметра. Выделим в данном слое объем, который имеет заданную высоту и площадь поперечного сечения. В выбранном объеме шаров существует N одинаковых каналов, а порозность слоя будет равна

$$\xi = \frac{N \cdot \omega \cdot h}{V} = \frac{N \cdot \omega \cdot h}{F \cdot h} = \frac{N \cdot \omega}{F}, \quad (1)$$

где ξ – порозность идеального слоя;

N – число одинаковых каналов, шт.;

ω – площадь одного канала, м^2 ;

h – высота рассматриваемого объема, м;

F – площадь поперечного сечения рассматриваемого объема, м^2 .

Расход жидкости через один канал составит

$$q = \omega \cdot \mathcal{G}_\phi, \text{ м}^3 / \text{с}$$

где q – расход жидкости через один канал, $\text{м}^3/\text{с}$;

\mathcal{G}_ϕ – фактическая скорость жидкости, $\text{м}/\text{с}$.

Тогда расход жидкости через выбранный объем в идеальном слое можно рассчитать по формуле

$$Q = q \cdot N = N \cdot \omega \cdot \mathcal{G}_\phi, \text{ м}^3 / \text{с} \quad (2)$$

где Q – расход жидкости через выбранный объем в идеальном слое, $\text{м}^3/\text{с}$.

Разделим обе части уравнения (2) на площадь поперечного сечения выбранного объема в идеальном слое

$$\frac{Q}{F} = \frac{N \cdot \omega \cdot \mathcal{G}_\phi}{F}. \quad (3)$$

Отношение расхода жидкости через сечение идеального слоя на площадь поперечного сечения этого объема даст скорость фильтрации жидкости через данный объем

$$\mathcal{G}_0 = \frac{Q}{F}, \text{ м} / \text{с} \quad (4)$$

где \mathcal{G}_0 – скорость фильтрации жидкости через выбранный объем в идеальном слое, $\text{м}/\text{с}$.

Подставим в уравнение (3), скорость фильтрации жидкости через выбранный объем в идеальном слое полученную по формуле (4) и порозность выбранного объема в идеальном слое полученную по формуле (1). Таким образом, уравнение (3) примет вид

$$\mathcal{G}_0 = \xi \cdot \mathcal{G}_\phi, \text{ м}/\text{с}. \quad (5)$$

Зная фактическую скорость движения чугуна и шлака без коксовой насадки, и определив скорость фильтрации чугуна и шлака через часть коксовой насадки, которая погружена в слой продуктов плавки, можно рассчитать среднюю порозность данной части коксовой насадки, преобразовав формулу (5)

$$\xi = \frac{\mathcal{G}_0}{\mathcal{G}_\phi}. \quad (6)$$

Фактической скоростью чугуна является скорость движения чугуна, выходящего из слоя без коксовой насадки через летку доменной печи. Для расчета этой скорости используем формулы потери напора жидкости, при движении в трубе и основную формулу числа Рейнольдса.

Для разных видов движения потока жидкости существуют разные формулы потери напора жидкости. Предположим, что поток чугуна в летке является ламинарным и чугун выходит из слоя продуктов плавки в который не погружена коксовая насадка. Тогда потери напора можно рассчитать по формуле

$$h_l = \frac{64}{\text{Re}_d} \cdot \frac{l}{D} \cdot \frac{g_\phi^2}{2 \cdot g}, \text{ м} \quad (7)$$

где h_l – потери напора чугуна в летке доменной печи, м;

Re_d – число Рейнольдса;

D – диаметр чугунной летки, м.

Рассмотрим формулу расчета потери напора чугуна в летке доменной печи в общем виде

$$h_l = \frac{P}{\rho \cdot g} - l \cdot \sin \beta, \quad (8)$$

где P – перепад давлений в летке между давлением на чугун в горне и давлением с наружи печи, при движении чугуна через летку доменной печи, Па;

ρ – плотность чугуна, м³/с;

g – ускорение свободного падения, м/с²;

l – длинна летки, м;

β – угол наклона летки, рад.

Приравняем формулы потери напора в общем виде (7) и для ламинарного движения (8)

$$\frac{P}{\rho \cdot g} - l \cdot \sin \beta = \frac{64}{\text{Re}_d} \cdot \frac{l}{D} \cdot \frac{g_\phi^2}{2 \cdot g} \quad (9)$$

Подставим в уравнение (9) формулу для расчета числа Рейнольдса и выразим скорость движения чугуна в летке

$$\frac{P}{\rho \cdot g} - l \cdot \sin \beta = \frac{64 \cdot \eta}{g_\phi \cdot D \cdot \rho} \cdot \frac{l}{D} \cdot \frac{g_\phi^2}{2 \cdot g} \quad (10)$$

Сократим правую и левую часть формулы (10) на $\rho \cdot g$. Получаем формулу расчета скорости чугуна в летке, который выходит из слоя без коксовой насадки в горне доменной печи, во время выпуска

$$P - l \cdot \sin \beta \cdot \rho \cdot g = \frac{64 \cdot \eta \cdot l}{D^2} \cdot \frac{g_\phi}{2},$$

$$g_\phi = \frac{(P - l \cdot \sin \beta \cdot \rho \cdot g) \cdot D^2}{32 \cdot \eta \cdot l}, \text{ м}^3 / \text{с}. \quad (11)$$

Используя уравнение (11) и формулу числа Рейнольдса были произведены расчеты по данным работы доменной печи №1 ПАО «АМК» числа Рейнольдса и скорости чугуна в летке доменной печи, который выходит из слоя без коксовой насадки. Скорость чугуна составила 17,1 м/с, при этом число Рейнольдса равно 7,8.

По результатам расчетов можно сделать вывод, что движение чугуна в летке доменной печи во время выпуска будет ламинарным, при условии что чугун выходит из слоя, в который не погружена коксовая насадка.

Рассчитать расход чугуна в летке доменной печи во время выпуска, можно по формуле расхода жидкости

$$Q = g_0 \cdot \omega, \text{ м}^3 / \text{с} \quad (12)$$

где Q – расход чугуна, м³/с;

ω – площадь сечения летки, м².

Физический смысл расхода чугуна через летку печи во время выпуска это объем выпущенного чугуна за определенный промежуток времени

$$Q = \frac{V}{t} = \frac{m}{\rho \cdot t}, \text{ м}^3 / \text{с} \quad (13)$$

где V – объем выпущенного чугуна, м³;

t – промежуток времени за который был выпущен чугун, с;

m – масса чугуна выпущенного за данный промежуток времени, т;

ρ – плотность чугуна, т/м³.

Приравняем формулу (12) и формулу (13) расхода чугуна через летку доменной печи во время выпуска, и выразим из полученного уравнения скорость движения чугуна в летке во время выпуска

$$g_0 = \frac{m \cdot \omega}{\rho \cdot t}, \text{ м/с.} \quad (14)$$

Однако в расчетах не учтены несколько важных факторов, которые будут влиять на величины рассчитанных скоростей: разгар летки во время выпуска, высота слоя чугуна в горне и глубина погружения коксовой насадки в слой продуктов плавки.

Разгар летки во время выпуска, высота слоя чугуна в горне и глубина погружения коксовой насадки в слой чугуна в горне печи должны иметь не значительные колебания от выпуска к выпуску на одной действующей доменной печи. Рассчитать среднюю порозность по формуле (6) без этих данных нельзя, но можно проанализировать изменение величины средней порозности, полученной по этой формуле.

Наибольшая величина средней порозности части коксовой насадки погруженной в слой продуктов плавки должна быть после промывки горна, а наименьшая будет при загромождении горна. Поэтому, если рассчитывать по формуле (6) величину средней порозности, можно, путем анализа изменения величины порозности на каждом выпуске, разработать методику определения загромождения горна доменной печи на раннем этапе.

Выводы:

1. По результатам расчетов скорости движения чугуна в канале отверстия для выпуска продуктов плавки из доменной печи во время выпуска, движение чугуна в летке будет ламинарным, при условии истекания чугуна из слоя, в который не погружена коксовая насадка.

2. Разработанную методику расчета средней порозности части коксовой насадки, которая находится слое чугуна, можно использовать для анализа изменения средней порозности от выпуска к выпуску на доменной печи с целью определения начального этапа загромождения горна.

Библиографический список

1. *Nogro P. Characterization of the permeability of the blast furnace lower part / P. Nogro, C. Petit, A. Urvoy, D. Sert, H. Pierret // Rev. met.–France.– 2001. – № 6. – С. 521-531.*

2. *Freuer A. Computation of the iron flow in the hearth of a blast furnace / A. Freuer, J. Winter, H. Hiebler // Steel Res. – 1992. – №4. – С.139-146.*

3. *Assessment of coke bed permeability in the lower part of the blast furnace / P. Negro, Ch. Petit, A. Urvoy, H. Pierret, D. Sert // Jfth European Coke and Ironmaking Congress, June 19-21, 2000: Proc, Vol 1. - Paris. 2000. - С. 241-249.*

4. *A novel approach in the estimation of blast furnace hearth voidage / R. J. Nightingale, F. W. Tanzil // Iron and Steelmaker.— 1997.— 24, № 2.— C. 35-37.*

5. *Interprétation des traçages radioactifs dans le creuset du haut-fourneau 4 de Sollac Dunkerque [Rapp.] «Mini—Congr.» Fonte, Paris, — La Défense, 12 oct., 1993 / F. Didelon // Rev. met. (Fr.) 1994 .— № 1 .— C. 134—137.*

Рекомендована к печати д.т.н., проф. Петрушовым С.Н.

*Стойкова Я.А.,
д.т.н. Бережной М.М.
(КНУ, г. Кривой Рог, Украина)*

АНАЛИЗ ПОКАЗАТЕЛЕЙ КОМКУЕМОСТИ ТОНКОДИСПЕРСНЫХ МАТЕРИАЛОВ

Розглянуто доцільність застосування показників грудкуємості тонкодисперсних залізорудних матеріалів, а також основних параметрів, що визначають дані показники. На основі аналізу існуючих методик визначення показників грудкуємості показана необхідність їх удосконалення.

***Ключові слова:** тонкодисперсні матеріали, обкотиши, гранули, вологоємність, показник грудкуємості.*

Рассмотрена целесообразность применения показателей комкуемости тонкодисперсных железорудных материалов, а так же основных параметров, определяющих данные показатели. На основе анализа существующих методик определения показателей комкуемости показана необходимость их усовершенствования.

***Ключевые слова:** тонкодисперсные материалы, окатыши, гранулы, влагоемкость, показатель комкуемости.*

Проблема и её связь с научными и практическими задачами. Наиболее эффективным методом окускования мелкодисперсного сырья из продуктов, каковым является концентрат обогащения руд, представляется способ гранулирования – производство окатышей. В последние годы сырьевая база имеет тенденцию к понижению крупности концентрата, подаваемого для производства окатышей. Это повышает роль предварительной оценки его комкующих свойств.

Для реализации процесса получения окатышей на производственном уровне необходимо рассмотреть вопрос комкуемости тонкодисперсных материалов крупностью $-0,074$ мм. Процесс окомкования в основном зависит от взаимодействия твердых и жидких фаз, осуществляемого в результате накатывания шихты на локально переувлажненные её частицы – зародыши при грануляции под действием молекулярных и капиллярных сил. Для разработки алгоритма процесса окомкования для каждой отдельной шихты с различными компонентами и достижения условий для максимальной прочности окатышей, важно опре-

деление различных параметров материалов, влияющих на сцепление, кинетических закономерностей и хода процесса окомкования.

Различные мелкодисперсные материалы обладают разной способностью к окомкованию и прочностными характеристиками готового продукта, поэтому они характеризуются различной комкуемостью. Показатель комкуемости является важной характеристикой свойств тонкодисперсных материалов, позволяющей оценить их роль в процессе окомкования. Комкуемость определяется прочностью сцепления частиц влажного материала. Однако, на практике в производственных масштабах для планирования алгоритма процесса грануляции не рассчитывают показатель комкуемости, а пользуются параметром оптимальной влажности. Это происходит из-за недостаточной точности определения и отсутствия строгого научного обоснования показателя комкуемости, по расчетам которого можно значительно улучшить процесс получения сырых окатышей.

Анализ исследований и публикаций. В работе [1] для определения оптимальной прочности сырых окатышей не использовали показатели комкуемости. Способность материалов к окомкованию определяли соотношением между величинами капиллярной влагоемкости, максимальной молекулярной влагоемкости и скорости насыщения водой перерабатываемых материалов.

Максимальную молекулярную влагоемкость (ММВ) определяли по способу «влагоемких сред». Было сделано заключение, что молекулярная и капиллярная влагоемкости определяются гранулометрическим составом и гидрофильностью тонкодисперсных материалов.

Рассмотренные ранее модели окомкования [2], основанные на оценке комкуемости реальных шихтовых материалов по величине капиллярной и молекулярной влагоемкостей, являются характеристиками структурно-механических и энергетических свойств материала. Однако, проведенные исследования [2] с тонкоизмельченным концентратом (РОФ-1 и РОФ-2, СевГОКа) показали различные влагоемкости концентратов одинакового химического и гранулометрического состава. Разница концентратов РОФ-1 и РОФ-2 заключалась в способе измельчения. Концентрат РОФ-1 полученный способом самоизмельчения руды имел капиллярную влагоемкость ниже, чем концентрат РОФ-2, полученный способом измельчения руды в шаровых мельницах. Частицы самоизмельченной руды имеют большую удельную поверхность и меньшее количество энергетически неуравновешенных центров, чем концентрат руды, измельченной в шаровой мельнице. Поэтому утверждения о зависимости влагоемкости от гидрофильности и грансостава, сделанные в работе [1], можно считать не полным.

Решающее влияние на силы сцепления оказывает состояние слоя зерен частиц шихты, и прежде всего, наличие полярных радикалов и атомов с большим отрицательным электростатическим потенциалом.

В работе [3] предложено оценивать показатель комкуемости тонкодисперсных материалов через характеристические влагоемкости: ММВ – максимальная молекулярная влагоемкость; МГВ – максимальная гигроскопическая влагоемкость; МКВ – максимальная капиллярная влагоемкость. Показатель комкуемости было предложено рассчитывать по формуле:

$$K = \frac{MMB}{MKB - MMB} \quad (1)$$

Однако, если более тщательно рассмотреть показатель ММВ и его составляющие: пленочная, гигроскопическая, физически связанная вода; можно сказать, что ММВ не имеет строгого научного обоснования ввиду недостаточной величины определения и условности показателя.

В работе [4] было предложено использовать показатель комкуемости «К», выраженный через аргументированные характеристические влагоемкости: МКВ, МГВ и наименьшую капиллярную влагоемкость (НКВ):

$$K = \frac{НКВ - МГВ}{МКВ - НКВ} \quad (2)$$

Методика оценки комкуемости, предложенная в работе [4] характеризуется влагоемкостями, равнозначность влияния которых, определена не в полной мере, так как следует иметь ввиду, что характеристические влагоемкости позволяют оценивать величину оптимальной влажности шихты, но не дают полной характеристики для определения комкуемости материалов.

В работе [5] так же установлено, что характеристические влагоемкости (МКВ, НКВ, МГВ) не дают достаточно полной информации о комкуемости тонкодисперсных материалов при окомковании. Необходимо учитывать влияние отношения объемов воды и пор на прочность сырых окатышей.

Позднее была разработана методика определения комкуемости, учитывающая зависимость влагоемкости от коэффициента скорости капиллярной пропитки, вследствие чего снижается случайная ошибка определения показателя комкуемости. Однако применение характеристических влагоемкостей, как составляющих для определения коэффициента комкуемости, остается целесообразным, хотя способ определения влагоемкостей нуждается в усовершенствовании.

Показатели характеристических влагоемкостей, которые, как говорилось выше, не дают полной информации о комкуемости тонкодисперсных материалов, было предложено определять в работе [4] с помощью скорости насыщения по закону фильтрации Дарси:

$$v^2 = R \cdot t, \quad (3)$$

где v – скорость насыщения; R – коэффициент проницаемости; t – время впитывания.

Однако, в уравнении (3) время насыщения прямо пропорционально квадрату скорости насыщения, а учитывая размерность скорости (м/с) можно сделать вывод о том, что время насыщения при определении скорости насыщения, с использованием значений входящих в формулу (3), должно находиться в знаменателе.

Постановка задачи исследования. Коэффициент комкуемости является важной характеристикой для определения склонности тонкодисперсных материалов к образованию гранул. На сегодня, показатели комкуемости предложено определять лишь за счет характеристических влагоемкостей. Однако, ни методы определения характеристических влагоемкостей, ни роль их влияния на показатель комкуемости в достаточной степени не определены. Ввиду этого, на практике не используют данный показатель, хотя его определение является важной характеристикой шихтовых материалов в процессе грануляции. Поэтому задачей данного исследования является определение величины влияния различных характеристических влагоемкостей на комкуемость тонкодисперсных материалов, а так же изучение способов нахождения этих влагоемкостей с помощью скорости фильтрации.

Изложение материалов и результатов. В определении показателя комкуемости, выражаемого с помощью характеристических влагоемкостей тонкодисперсных железорудных материалов, скорость насыщения играет важную роль, но методика её определения нуждается в усовершенствовании. В работе [4] сделано утверждение, что чем плотнее слой материала (чем меньше R), тем ниже угол наклона прямой, выраженной зависимостью (3). Но, судя по выражению (3), оно не является функцией прямой линии. Однако, даже если рассмотреть общий вид закона фильтрации Дарси [6], устанавливающего линейную зависимость между объемным расходом жидкости и гидравлическим градиентом в пористых средах, можно сказать, что с помощью закона Дарси, в линейной интерпретации, мы не можем в полной мере описать скорость насыщения, ввиду того, что он является эмпирическим и адекватно описывает характер движения поровой жидкости лишь при относительно малых градиентах давления, не учитывая механические воздействия при

грануляции. А формула выражающая закон Дарси в общем виде, качественно отличается от формулы, представленной в работе [4]:

$$V = Q/F = (k/m)(Dp/L), \quad (4)$$

где V – скорость насыщения; Q – объемный расход жидкости; F – площадь поперечного сечения образца; k – коэффициент проницаемости среды; m – динамическая вязкость жидкости; Dp – перепад давления по длине среды L .

При определении скорости насыщения железорудных материалов жидкостью важно учитывать не только их структурно-механические свойства, характеризующие коэффициент проницаемости, а так же и энергетические свойства, которые не учитываются при определении скорости фильтрации по закону Дарси в данной нам интерпретации.

То, что скорость насыщения не равномерна по времени доказывают исследования, проведенные с концентратом НКГОКа в серии опытов в исследовательской лаборатории Криворожского национального университета в 2010 г. С целью изучения скорости насыщения была использована колонка, дно которой выполнено в виде сетки, заполненная заранее взвешенным и высушенным концентратом. Ее помешали в стакан, заполненный предельно увлажненным песком, в котором имелся горизонтальный капилляр, позволяющий отслеживать уровень течения жидкости в колонке. В результате контакта с увлажненным песком происходило увлажнение пробы концентрата, в ходе которого оценивали объем поглощенной воды за различные промежутки времени. Один из результатов опытов представленный на рисунке, показывает, что линия на графике не является прямой:

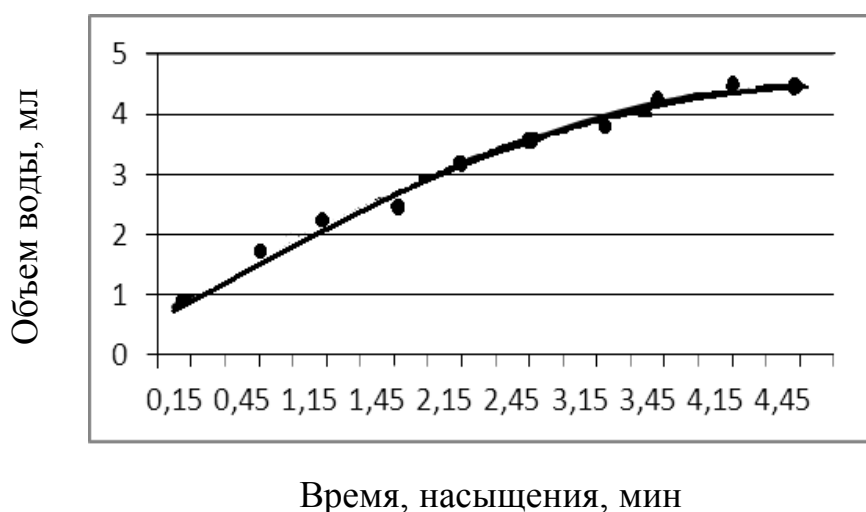


Рисунок 1 – Зависимость объема воды, поглощенной концентратом, от времени насыщения

Из графика видно, что насыщение материала влагой происходит неравномерно в каждый момент времени. Скорость насыщения сухого материала со свободными порами значительно выше, чем у материала влажного. После полного насыщения сыпучий материал перестает впитывать влагу, а следовательно и объем поглощенной воды будет иметь конечное значение, и кривая на графике переходит в прямую горизонтальную линию. То есть определение скорости насыщения по формуле (3), в виде произведения, и по формулам закона фильтрации Дарси (4), в интерпретации, выражающей линейные зависимости, не дает возможности определить характеристические влагоемкости. Формула (3) не выражает линейную зависимость, о которой говорится в работе [4], но если поставить время насыщения в знаменатель, то можно говорить о целесообразности использования данного выражения при нахождении характеристических влагоемкостей. При полном насыщении материала влагой газообразная фаза в его порах отсутствует. Прямое взаимодействие частиц шихты не возможно из-за расклинивающего действия пленок связанной воды. Каждый конкретный дисперсный материал, в зависимости от поверхностных свойств и степени уплотнения, может удерживать только определенное количество влаги. Безусловно, для определения комкуемости тонкодисперсных железорудных материалов необходимы величины их характеристических влагоемкостей. Однако способ их определения нуждается в усовершенствовании. А интерпретация закона фильтрации Дарси, представленная ранее, требует доработок.

Выводы и направление дальнейших исследований. Сравнение численных значений водно-физических свойств тонкодисперсных материалов позволяет прогнозировать их поведение в процессе окомкования, и, следовательно, оценивать комкуемость. Показатель комкуемости является универсальным параметром, характеризующим способность тонкодисперсных материалов к образованию прочных гранул при оптимальной влажности. Использование показателя комкуемости позволяет оптимизировать состав шихты окомкования и интенсифицировать этот процесс. Однако, показатели комкуемости, которые предложено применять сегодня на практике, выражены показателями, для нахождения которых используются не совершенные методики определения характеристических влагоемкостей, что затрудняет возможность их практического использования.

Направление дальнейших исследований заключается в разработке более совершенных методик определения характеристических влагоемкостей, а так же влияния на комкуемость других показателей и свойств тонкодисперсных материалов.

Библиографический список

1. Прохорович В.А. Повышение влагоемкости железорудных концентратов. / В.А. Прохорович, А.Н. Заостровский // *Химическая технология*. – 2010. – С.58-59.

2. Серебряник Г.И. Комкуемость тонкодисперсных шихт / Г.И. Серебряник // *Сталь*. - Вып.8. – 1976. – С. 8-10.

3. Витюгин В.М. Исследование процесса гранулирования окатышем с учетом свойств комкуемых дисперсий: дис. на получение научн. степени док. техн. наук: спец.09.04.01 «Металлургия черных металлов» / В.М. Витюгин; ТомПИ. – Томск; 1975. – 313с.

4. Бережной Н.Н. Комкуемость железорудных концентратов и шихт / Н.Н. Бережной, Е.С.Федоров, Т.Т. Бердышева и др. // *ЦНИИ Черметинформация*. С.3, Вып.2. – 1976. –38с.

5. Трушников В.Е. Исследование комкуемости мелкодисперсного сырья из отходов мелочи фосфоритов и хвостов обогащения, содержащих фосфор и магний, для электротермического получения удобрений/ В.Е. Трушников // *Ульяновский госуд. техн. университет*. – 2009. – С.83-90.

6. Басниев К.С. Подземная гидромеханика: уч.[для студентов ВУЗов] / К.С. Басниев, И.Н. Кочина, В. М. Максимов. – М.: Недра. – 1993. – 416 с.

Рекомендована к печати д.т.н., проф. Петрушовым С.Н.

*к.т.н. Данько А.В.,
к.т.н. Данько В.М.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

ПОЛЕ НАПРЯЖЕНИЙ ПРИ ПРОКАТКЕ ЛИСТОВ С НИЗКИМ ОЧАГОМ ДЕФОРМАЦИИ

Наведено результати зіставлення реального поля напруг при прокатці в низькому осередку деформації і загальноприйнятих теоретичних уявлень про це поле.

***Ключові слова:** прокатка, осередок деформації, поле напруг, експериментальні граничні умови, рівняння Кармана.*

Приведены результаты сопоставления реального поля напряжений при прокатке в низком очаге деформации и общепринятых теоретических представлений об этом поле.

***Ключевые слова:** прокатка, очаг деформации, поле напряжений, экспериментальные граничные условия, уравнение Кармана.*

В настоящее время в теории прокатки принято считать, что напряженное состояние при прокатке широких листов на гладкой бочке с низким очагом деформации изучено достаточно хорошо, особенно при установившемся процессе. Однако большинство выводов было получено на основе решения одномерного уравнения Т. фон Кармана [1] с различными уточнениями, касающимися размеров и положения зоны прилипания [2,3]. В основе всех этих решений лежит ряд предположений, степень соответствия которых действительности экспериментально проверить очень трудно, т.к. не существует точных способов измерения напряжений внутри пластической области. Однако важность такой проверки не вызывает сомнений, т.к. одномерные решения широко используются при разработке новых технологий листовой прокатки. Поэтому задача определения реального поля напряжений при указанных выше условиях и сравнение его с принятыми теоретическими положениями представляется весьма интересной и актуальной. Но проблема состоит в экспериментальном определении поля напряжений при прокатке с низким очагом деформации, когда параметр $l_d/h_{cp} > 2$.

Анализ доступных литературных источников показал, что существует подход, при котором поля напряжений в металле находятся какими либо аналитическими методами по статическим граничным усло-

вия (напряжениям на поверхности деформируемого тела), найденным экспериментально. Последнее в настоящее время возможно с достаточно высокой степенью точности. Этот подход для случая плоской деформации был использован в работе [4]. В ней контактные напряжения при листовой прокатке измерялись методом штифтовых месдоз, и по полученным данным находилось распределение сопротивления сдвигу k вдоль дуги контакта. Затем определялось усредненное значение k в зонах отставания и графически строились сетки линий скольжения (СЛС) с использованием экспериментальных граничных условий по напряжению (τ/k). По ним находились распределения нормальных σ_n и касательных τ_k напряжений на контактной поверхности. Однако дальнейшего развития этот направление не получило.

В отличие от этого метода, в работе [5] СЛС строились численным методом с усредненным в очаге деформации значением $k_{ср}$, которое определялось по реологическим кривым металла. Контактные напряжения находились поляризационно-оптическим методом. Для преодоления принципиального недостатка метода линий скольжения – необходимости принимать сопротивление сдвигу k постоянным в очаге деформации, был разработан метод построения СЛС с неравномерным распределением k по длине низкого очага деформации [6]. Суть его в следующем: очаг деформации разбивается на достаточно большое число сечений линиями, параллельными оси Y , проходящими через точки контактных поверхностей валков, в которых экспериментально определены σ_n и τ_k . При определении среднего нормального напряжения σ_0 и угла наклона α -линий θ на контактной поверхности учитывается возникновение разрывов напряжений вдоль границ сечений с разными k . Поскольку вдоль линии разрыва напряжений возможен разрыв только нормального напряжения, совпадающего с направлением линии разрыва, то разрыв претерпевает только σ_y , а напряжения σ_x и τ_{yx} непрерывны. Это позволяет численно строить непрерывное поле напряжений в каждом i -том сечении, в котором компонента σ_y разрывна на границах сечений. Вследствие этого при переходе через границу сечений угол θ изменяется в зависимости от соотношения k_i/k_{i+1} по [7]. Распределение сопротивления сдвигу k по длине очага деформации находилось численно, разбиением очага деформации на достаточно малое количество участков, в каждом из которых находилась k по экспериментально найденным контактным нормальным и касательным напряжениям, условию равновесия по оси X и условию пластичности Губера-Мизеса, в предположении неизменности напряжений и k по высоте полосы [8].

Таким образом, были созданы средства для анализа полей напряжений при прокатке в низком очаге деформации по экспериментально найденным статическим граничным условиям.

Экспериментальные значения контактных напряжений поляризационно-оптическим методом были получены при прокатке свинца марки С1 в лаборатории физического моделирования процессов ОМД НМетАУ (руководитель - д.т.н., проф. Шломчак Г.Г). Опытные значения контактных напряжений, полученных методом штифтовых месдоз при прокатке свинца и стали, взяты из работы [7].

В качестве примера на рис.1 показано распределение контактных напряжений (вход в очаг деформации – слева), а также продольных подпирющих напряжений σ_x и сопротивления сдвигу k , найденных в соответствии с методикой работы [8] (поляризационно-оптический метод, $l_d/h_{cp}=5,7; \epsilon=52,6\%$).

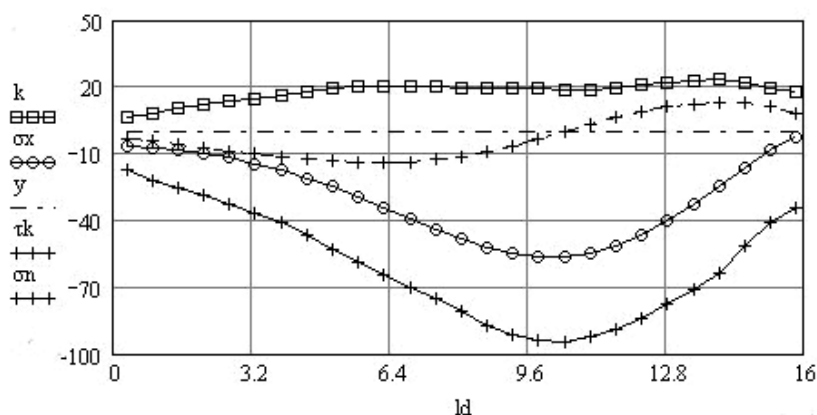


Рисунок 1 – Распределение напряжений и k по длине очага деформации ($k = 6,2-23,6$ МПа)

Из рис.1 видно, что распределения k по длине очага деформации l_d весьма неравномерно: упрочнение металла увеличивается по мере приближения к нейтральному сечению, несколько спадая в самом нейтральном сечении, и уменьшается к выходу из валков. Диапазон изменения k – от 6,2 до 23,6 МПа.

На рис.2 приведена СЛС для данного случая (поляризационно-оптический метод, $l_d/h_{cp}=5,7; \epsilon=52,6\%$), построенная численно по методике [6].

Распределения компонент напряженного состояния по длине и высоте очага деформации показаны на рисунке 3. Значения напряжений вычислялись только в узлах сетки, поэтому их изменение по высоте отображено послойно: первый слой – это контактная поверхность, 2-й – линия, проходящая по узлам под контактной поверхностью и т.д.

Из рис.3 видно, что нормальное напряжение σ_y по высоте практически не меняется.

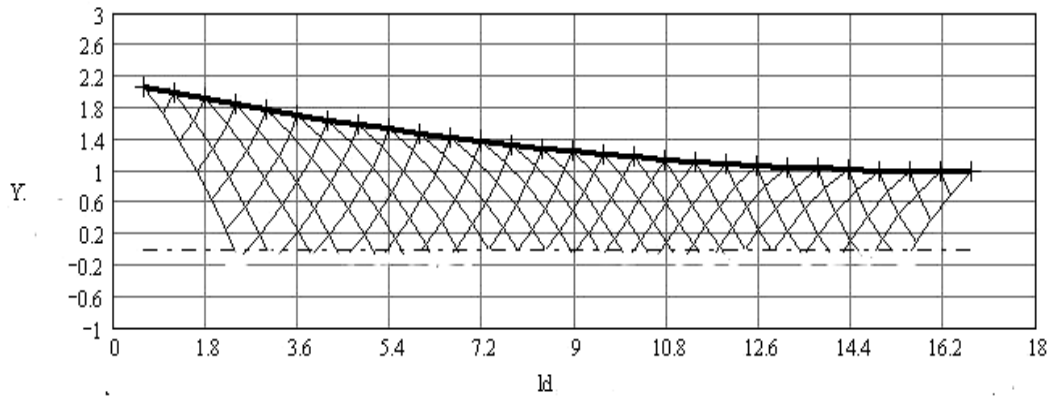


Рисунок 2 – Сетка линий скольжения
(поляризационно-оптический метод, $l_d/h_{cp} = 5,7; \varepsilon = 52,6\%$;))

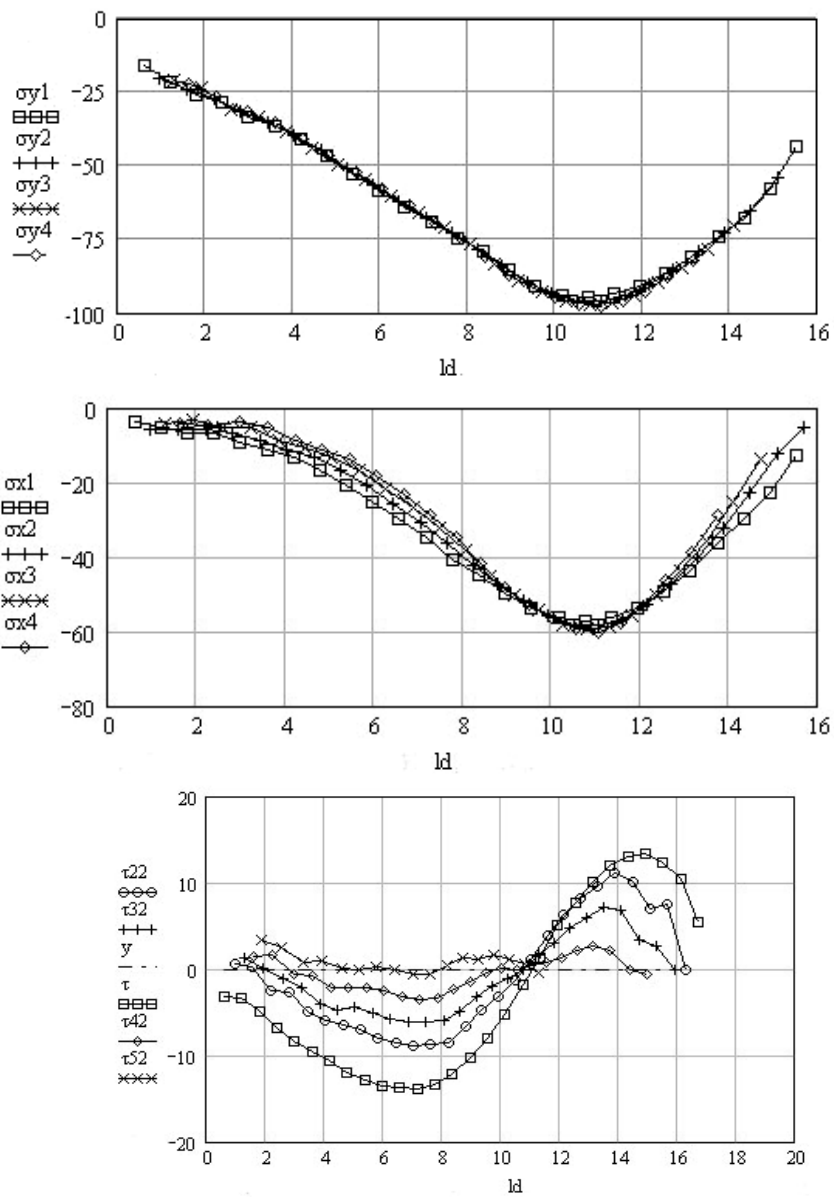


Рисунок 3 – Распределение напряжений по длине очага деформации

Продольные напряжения σ_x также не меняются по высоте в районе «нейтрального сечения», если под таковым понимать точку изменения знака касательных контактных напряжений τ_k . Однако имеется заметная разница по высоте в величине σ_x в других сечениях, особенно на выходе из очага деформации.

Более сложный характер имеет распределение касательного напряжения τ_{yx} . В зоне опережения по мере приближения к оси симметрии величина τ_{yx} уменьшается, а форма кривой остается подобной распределению на контакте. Возле оси симметрии она спрямляется. На оси симметрии все слои имеют нулевое значение. В зоне отставания τ_{yx} по величине несколько больше, и на выходе из валков слои, близкие к оси симметрии, меняют свой знак.

Полученные численные значения компонент поля напряжений представлены в таблице 1. В качестве примера приведены значения напряжений в части СЛС на входе в очаг деформации (поляризационно-оптический опыт).

Таблица 1 – Значения компонент тензора напряжений в узлах сетки, МПа

$$(l_d/h_{cp}=5,7; \varepsilon = 52,6\% , k = 6,2 \div 23,6)$$

	1	2	3	4	5	6	7	8	9	
$\sigma_x =$	1	-3.819	-5.356	-6.565	-6.55	-9.34	-11.038	-13.22	-16.566	-20.842
	2	-5.821	-5.517	-5.759	-6.538	-8.644	-11.018	-13.23	-16.676	-20.981
	3	-4.483	-3.465	-5.093	-5.363	-8.556	-10.978	-13.48	-16.978	-21.874
	4	-4.288	-4.843	-3.917	-5.426	-8.596	-11.303	-13.939	-18.15	-23.355
	5	-3.913	-3.584	-5.157	-6.995	-10.73	-13.22	-16.188	-20.446	-25.829

	1	2	3	4	5	6	7	8	9	
$\sigma_y =$	1	-15.792	-21.374	-25.683	-28.37	-33.593	-36.752	-40.942	-46.254	-52.725
	2	-20.241	-23.885	-27.439	-31.826	-35.621	-39.948	-44.916	-51.094	-56.775
	3	-20.785	-23.7	-30.76	-33.668	-38.69	-43.793	-49.417	-54.792	-60.621
	4	-22.487	-26.797	-31.381	-35.137	-40.715	-46.661	-51.947	-57.743	-63.718
	5	-25.195	-28.923	-33.738	-38.032	-44.744	-50.153	-55.268	-60.848	-66.838

	1	2	3	4	5	6	7	8	9	
$\tau_{yx} =$	1	-1.674	-1.995	-3.315	-5.051	-6.466	-7.482	-8.398	-9.837	-10.567
	2	0.683	0.204	-2.438	-2.634	-4.965	-5.926	-6.475	-6.938	-8.013
	3	1.297	0.017	-1.2	-2.193	-3.972	-4.688	-4.414	-5.045	-5.79
	4	1.384	1.553	-0.539	-0.764	-2.178	-2.136	-2.155	-2.523	-3.271
	5	3.316	2.49	0.75	0.873	0.106	-0.102	0.219	-0.075	-0.559

Следует отметить, что расчет по средней в очаге деформации величине сопротивления сдвигу k_{cp} дает существенно отличные результаты от вышеизложенных. Хотя характер распределения нормальных напряжений качественно совпадает с распределением при переменном k (при меньшем разбросе по высоте), но количественное различие в величине напряжений значительно: в среднем по всему очагу деформации отличие по σ_x от $-31,9\%$ до $631,5\%$ (от $-24,1$ до $14,3$ МПа); по σ_y от $-6,4\%$ до $28,5\%$ (от $-10,0$ до $5,3$ МПа). Столь значительная разница в величине расчетных напряжений σ_x обусловлена тем, что при $k_{cp} = const$ (k_{cp} определялась как среднеарифметическая величина во всех сечениях очага деформации) в начале очага деформации они положительны (рис.4), что не поддается теоретическому объяснению (натяжение при прокатке отсутствовало).

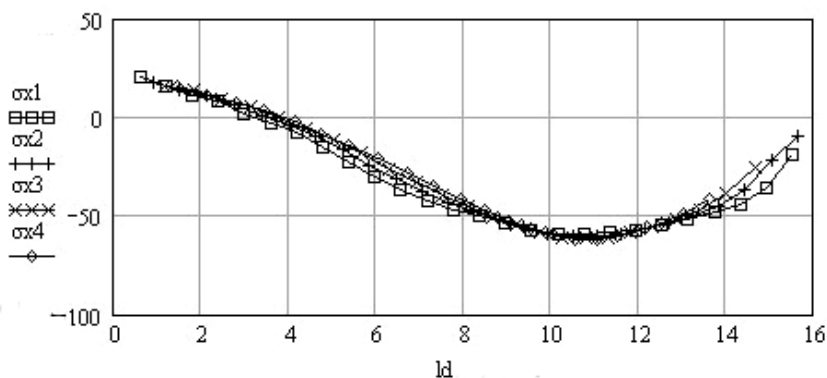


Рисунок 4 – Распределение напряжений σ_x по очагу деформации (поляризационно-оптический метод, $l_d/h_{cp}=5,7$; $\varepsilon = 52,6\%$, $k_{cp} = 17,9$ МПа)

Аналогичные результаты получены при прокатке свинца в других опытах поляризационно-оптическим методом и при прокатке стали – методом штифтовых месдоз.

Полученные данные о реальном поле напряжений при прокатке в низком очаге деформации позволяют провести сопоставление с теми допущениями, которые общеприняты в теории прокатки для этого случая.

Описание процесса прокатки в низком очаге деформации, как известно, базируется на уравнении фон Кармана [1]:

$$\frac{dp(x)}{dx} - \frac{k}{y} \frac{dy}{dx} \pm \frac{\tau_k(x)}{y} = 0, \quad (1)$$

где p – среднее удельное усилие на контактной поверхности, МПа; τ_k – удельная величина напряжения трения на контакте, МПа.

При выводе и решении этого уравнения, помимо хорошо подтвержденного положения о плоской деформации, принимаются следующие допущения:

1. Сопротивление сдвигу k по очагу деформации постоянно;
2. Нормальные напряжения не изменяются по высоте очага деформации. Отсюда следует гипотеза плоских сечений – горизонтальные скорости частиц по высоте не меняются и сечения не деформируются;
3. Главные оси напряжений во всех сечениях совпадают с вертикальной и горизонтальной осью очага деформации. Отсюда условие Губера-Мизеса приобретает упрощенный вид:

$$p(x) - \sigma_x = 2k. \quad (2)$$

4. Неявно принимается предположение о линейном характере изменения касательного напряжения τ_{yx} от значения τ_k на контакте до нуля на оси симметрии. Это следует из того, что третье слагаемое в (1) является производной по y от линейного закона распределения τ_{yx} . Действительно, из первого уравнения равновесия:

$$\frac{\partial \sigma_x}{\partial x} + \frac{\partial \tau_{yx}}{\partial y} = 0,$$

при $\tau_{yx} = \tau_k y/h(x)$ и (2) с учетом кривизны контактной поверхности получается (1).

Из вышеизложенного ясно, что первое предположение сильно огрубляет задачу, т.к. приводит к появлению растягивающих напряжений σ_x , что качественно не соответствует действительности.

Второе предположение в очень высокой степени выполняется для вертикального сжимающего напряжения σ_y . Во всех слоях СЛС величина этого напряжения по оси Y постоянна (рис.3).

Напряжение σ_x не меняется по высоте только в районе «нейтрального сечения» (по-видимому, здесь зона прилипания). Некоторое изменение по высоте в других сечениях можно объяснить их деформацией вследствие наличия значительного градиента касательных напряжений τ_{yx} . Следовательно, гипотеза плоских сечений допустима только в зоне прилипания, которая при низком очаге деформации охватывает незначительную его часть.

Из этого же следует и несостоятельность предположения (2), которое в большей части очага деформации не может не приводить к погрешностям, которые трудно оценить.

Чтобы выяснить, как распределяются касательные напряжения по высоте, были построены их эпюры в 3-х сечениях: двух в зоне опережения (на расстоянии $0,11l_d$ и $0,52l_d$ от входа в очаг деформации) и в одном – в зоне отставания, на расстоянии $0,15l_d$ от выхода (рис.5).

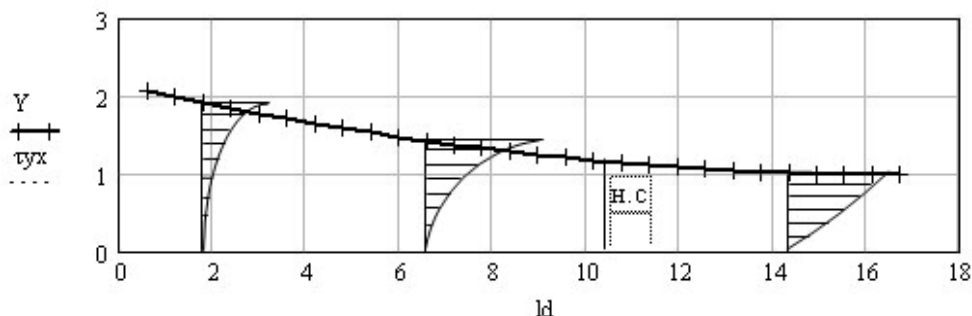


Рисунок 5 – Распределение напряжения τ_{yx} по очагу деформации

Из рис.5 видно, что в зоне отставания распределение по высоте весьма близко к линейному. Это вполне естественно, т.к. здесь градиент деформаций практически отсутствует. Обратная картина в зоне опережения – напряжения имеют явно нелинейное распределение. Это можно объяснить большим градиентом деформаций на входе в очаг деформации.

Выводы

Из сравнения реального поля напряжений при прокатке листов в низком очаге деформации с теми предпосылками, на которых основываются одномерные теоретические решения данной задачи следует, что выполняется только одна предпосылка – постоянство по высоте нормального напряжения σ_y . Напряжение σ_x не меняется только вблизи зоны прилипания. Поэтому гипотеза плоских сечений по всей длине очага деформации не выполняется. Напряжение τ_{yx} линейно распределено по высоте только в зоне отставания. Принятие постоянства сопротивления сдвигу по очагу деформации приводит к значительным погрешностям в определении величины напряжений. Поэтому в настоящее время, при наличии эффективных численных методов и компьютерной техники, использование одномерных приближений при анализе напряженно-деформированного состояния в низком очаге деформации следует считать недопустимым.

Библиографический список

1. Karman T. Beitrag zur Theories des Walzvorganges // Zeitschrift fuer angewandte Mathematik und Mechanik. — 1925. — Band 5.

2. Целиков А.И. Теория расчета усилий в прокатных станах / А.И. Целиков. - М.: Металлургиздат, 1962. – 494с.
3. Чекмарев А.П. Теория продольной прокатки / А.П. Чекмарев, А.А. Нефедов, В.А. Николаев. - Харьков, изд-во ХГУ. - 1965. – 212с.
4. Клименко П.Л. Использование эюр контактных напряжений для построения поля линий скольжения / П.Л. Клименко, В.Ф. Потапкин, А.С. Журавлев, Д.А. Деркач // Обработка металлов давлением. Научн. тр. ДМети, вып. 59. - 1972. – С. 23- 26.
5. Федоринов В.А. Исследование контактных напряжений при асимметричной прокатке методом фотоупругост / В.А. Федоринов, А.В. Данько, Г.Г. Шломчак // Удосконалення процесів і обладнання обробки тиском в металургії і машинобудуванні. Тем. зб. наук. праць.- Краматорськ, 2007. - С. 369-373.
6. Данько А.В. Методика исследования напряженного состояния методом линий скольжения с учетом непостоянства сопротивления деформации // Сб. научн. тр. ДонГТУ, вып. 29. - Алчевск, 2009. - С. 174-182.
7. Бровман М.Я. Некоторые вопросы обработки давлением биметалла /М.Я. Бровман, Ю.С. Додин // КШП,1963. - №1. – С. 3-5.
8. Данько А.В. Розподіл опору деформації при кінематично симетричному і асиметричному плющенні / А.В. Данько, А.Н. Кулик //Луганськ, Вісник СУНУ ім. Даля, №8 (126), ч.2. - 2008. – С. 127-132.
9. Клименко П.Л. Контактные напряжения при прокатке / П.Л. Клименко, В.Н. Данченко // Днепрпетровск: «Пороги», 2007. – 285с.

Рекомендована к печати д.т.н., проф. Новохатским А.М.

*к.т.н. Боровик П.В.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина, borovikpv@mail.ru)*

АНАЛИЗ ВЛИЯНИЯ ХИМСОСТАВА СТАЛИ НА УДЕЛЬНОЕ СОПРОТИВЛЕНИЕ РЕЗКЕ В ПРОЦЕССЕ ГОРЯЧЕГО РАЗДЕЛЕНИЯ НА НОЖНИЦАХ

Наведено результати теоретичних досліджень процесу гарячого різання на ножницях з урахуванням хімічного складу сталі. Проаналізовано вплив фактичного хімічного складу сталі на енергосилові параметри процесу різання на ножницях. Вказується, що врахування хімічного складу сталі сприяє підвищенню точності розрахунку сили гарячого різання на ножницях.

Ключові слова: *ножиці, хімічний склад, питомий опір.*

Приведены результаты теоретических исследований процесса горячей резки на ножницах с учетом химсостава стали. Проанализировано влияние фактического химсостава стали на энергосиловые параметры процесса резки на ножницах. Указывается, что учет химсостава стали способствует повышению точности расчета силы горячей резки на ножницах.

Ключевые слова: *ножницы, химический состав, удельное сопротивление.*

Интенсификация прокатного производства и повышение требований к готовому металлопрокату определяют необходимость более глубокого изучения явлений, происходящих при реализации различных технологических процессов и уточнения энергосиловых параметров.

Одной из технологических операций при производстве металлопроката является резка на ножницах с целью придания ему необходимой формы и размеров [1,2]. В технологических линиях прокатных станов используют разнообразные конструкции ножниц для деления металлопроката, при этом операции резки осуществляют в холодном или в горячем состоянии.

Фактические значения силы резки на ножницах могут несколько отличаться от расчетных, что является следствием несовершенства существующих методик расчета, которые не учитывают ряд важных факторов.

В классических методиках расчета процессов резки [1,2] при расчете сопротивления срезу отталкиваются от предела прочности материала, который, могут принимать одинаковым сразу для нескольких марок, что не всегда соответствует действительности, особенно при высоких температурах.

В тоже время, применительно к процессам горячей прокатки, существуют методики, позволяющие определять сопротивление деформации в зависимости от химического состава обрабатываемой марки стали [3]. Уточнение расчёта силы резки было сделано в методике В.Ф. Егорова и В.И. Люленкова [4]. Данная методика позволяет учесть изменение механических свойств разрезаемого металла в зависимости от температуры нагрева, размеров поперечного сечения, бокового зазора между ножами, степени притупления ножей, скорости резки, а также от содержания в стали трех химических элементов – углерод, хром и никель. Основными недостатками данной методики является ограниченная оценка влияния химического состава разрезаемых сталей и косвенный учет скорости резки на энергосиловые параметры процесса. Таким образом, существует необходимость расширения спектра производимых исследований и развития методов расчета энергосиловых параметров процесса резки на ножницах, базирующихся на современных представлениях о течении и разрушении металла в ходе пластической деформации с использованием математического моделирования методом конечных элементов (МКЭ) [5].

Целью данной работы является оценка влияния химического состава на удельное сопротивление резке при горячем разделении металла на ножницах, путем математического моделирования на базе МКЭ.

Для достижения данной цели проводились теоретические исследования в среде программного комплекса Abaqus на базе конечно-элементной математической модели, описывающей плоскую задачу резки параллельными ножами и учитывающей жесткость станины и термодинамические эффекты при деформации материала [6].

На первом этапе исследования производилась оценка достоверности результатов моделирования, путем сравнения их с экспериментальными данными. В качестве исходных данных для моделирования были взяты результаты экспериментальных исследований процесса горячей резки параллельными ножами приведенные в работе [1], которые были получены на образцах сечением 25x25 мм при скорости резки около 300 мм/с. Химический состав, разрезаемых образцов и температура реализации процесса приведены в таблице 1.

При построении кривых текучести материала, использовалась методика расчета сопротивления деформации Андреюка-Тюленева [3], которая учитывает влияние химического состава обрабатываемой стали и

позволяет охватить широкий диапазон марок сталей от углеродистых, до высоколегированных, в том числе жаропрочных. А, поскольку, использование данной методики дает завышенные результаты, то после расчета напряжений текучести использовался поправочный коэффициент $k_n = 0,53$.

Таблица 1 – Фактический химический состав исследуемых сталей и температура резки [1]

Марка стали	Химический состав, %								Температура резки, °С
	C	Mn	Si	Cr	Ni	Cu	P	S	
20	0,20	0,52	0,24	0,04	–	–	0,026	0,030	650; 760; 970
50	0,47	0,58	0,23	0,05	–	–	0,027	0,030	660; 760; 980
ШХ 10	0,40	0,55	0,33	1,10	0,13	–	0,024	0,027	670; 780; 1090
75	0,75	0,63	0,31	0,15	–	–	0,028	0,020	700; 860; 1020

Для моделирования разрушения использовалась диаграмма пластичности стали Ст3, аналитическая зависимость для которой, в исследуемом диапазоне температур и скоростей деформаций, представлена в работе [7].

Для сравнения на рис. 1 представлены кривые удельного сопротивления резке по результатам моделирования и экспериментальным данным, которые подтверждают адекватность результатов моделирования, т.к. разница между экспериментальными и расчетными данными величины максимального удельного сопротивления горячей резке не превысила 10%.

На втором этапе, было произведено моделирование (при прочих равных условиях) для этих же марок сталей, но для химического состава регламентируемого ГОСТом (табл. 2), при минимально и максимально допустимом содержании химических элементов.

Таблица 2 – Химический состав сталей согласно ГОСТа

Марка стали	Химический состав, %							
	C	Mn	Si	Cr	Ni	Cu	P	S
20	0,17-0,24	0,35-0,65	0,17-37	≤0,25	≤0,25	≤0,25	≤0,04	≤0,04
45	0,42-0,50	0,50-0,80	0,17-37	≤0,25	≤0,30	≤0,30	≤0,035	≤0,04
ШХ 10	0,32-0,42	0,40-0,70	0,17-37	0,8-1,2	≤0,20	≤0,25	≤0,03	≤0,03
75	0,72-0,80	0,50-0,80	0,17-37	≤0,25	≤0,25	≤0,20	≤0,035	≤0,035

По результатам моделирования были получены кривые удельного сопротивления резке представленные на рис. 2.

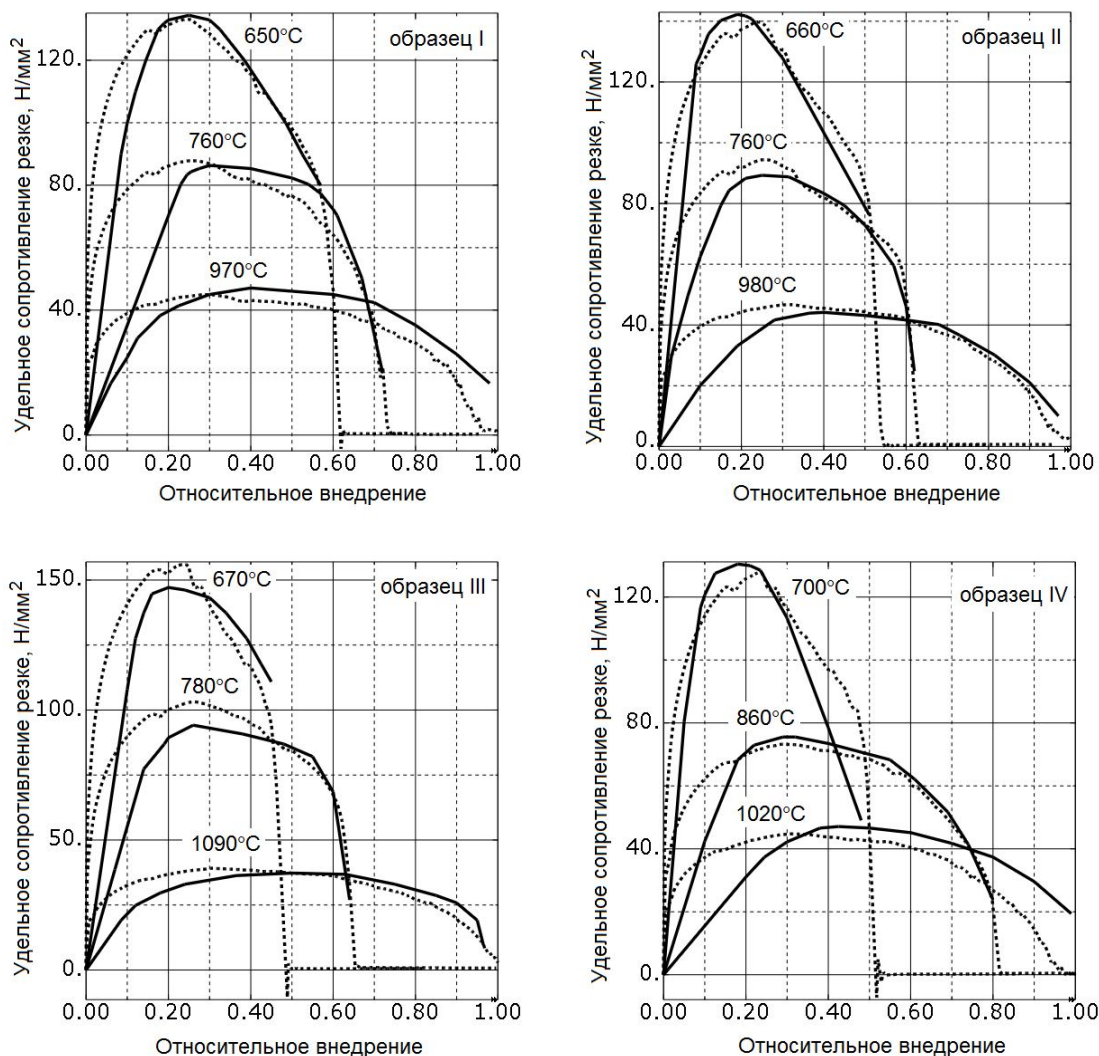


Рисунок 1 – Кривые удельного сопротивления резке по результатам моделирования (пунктирная линия) и экспериментальным (сплошная линия) данным, согласно условий [1] (см. табл. 1)

На рис. 3 представлены отношения удельного сопротивления резке, полученные по результатам моделирования, при минимально допустимом содержании химических элементов к максимально допустимому, в зависимости от температуры. Как можно видеть из представленных зависимостей для всех рассмотренных марок сталей наблюдается общая тенденция к расширению диапазона варьирования значений удельного сопротивления при снижении температуры, в тоже время интенсивность изменения зависит от марки стали. Кроме того, можно отметить, что представленные зависимости носят практически линейный характер, хотя для стали ШХ10 можно наблюдать некоторую нелинейность, что можно объяснить более высоким содержанием хрома.

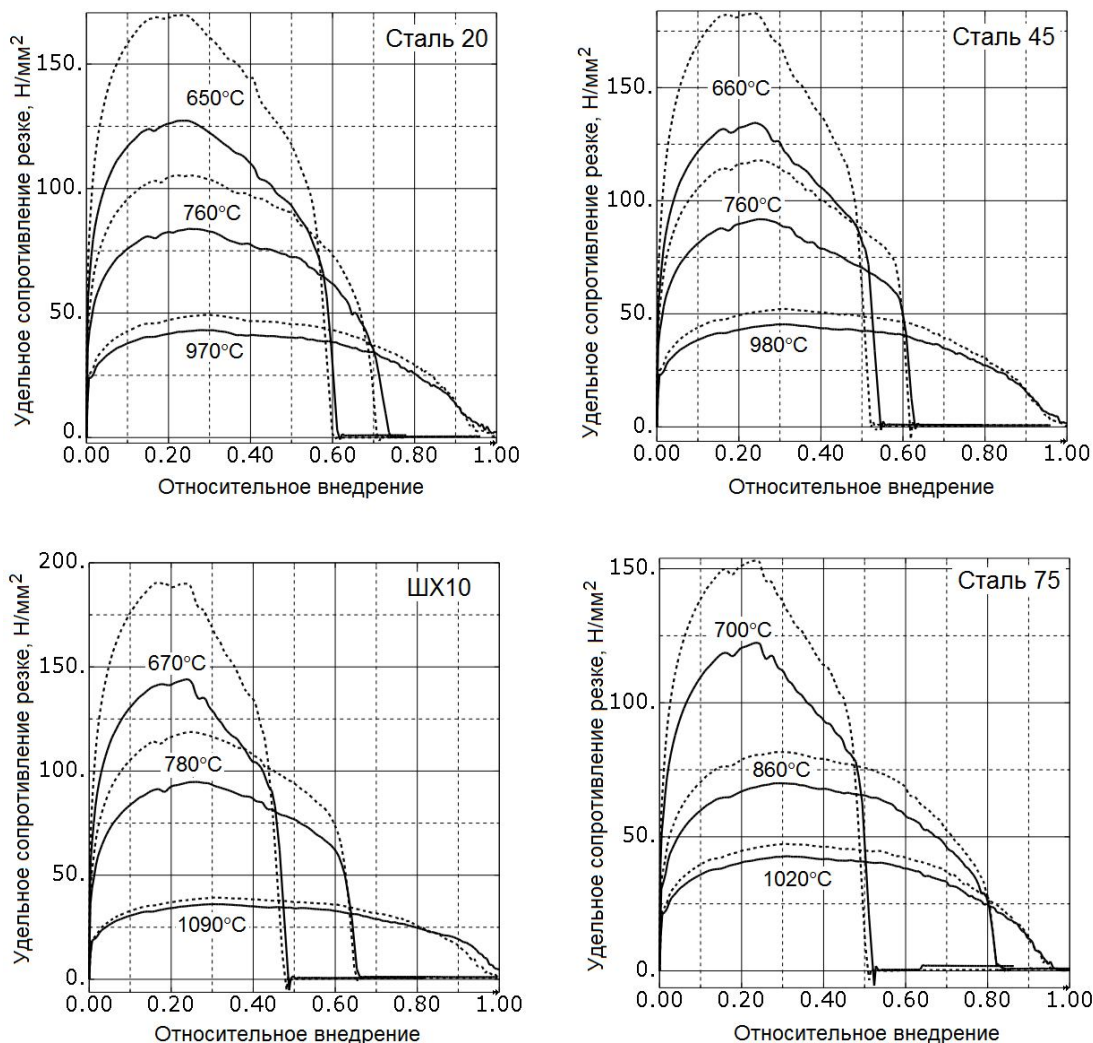


Рисунок 2 – Кривые удельного сопротивления резке по результатам моделирования при минимально (—) и максимально (- - -) допустимом содержании химических элементов

Таким образом, можно утверждать, что для одной и той же марки стали энергосиловые параметры процесса горячей резки зависят от фактического содержания химических элементов. При этом необходимо отметить, что степень влияния определяется не только процентным содержанием химических элементов, но и температурой резки, а характер влияния зависит от набора химических элементов, входящих в состав разрезаемой стали.

Так для исследуемых марок стали, по результатам моделирования, разница между удельным сопротивлением при максимальном и минимальном содержании элементов составила: при температуре 1000°C – 10-12,5%, а при температуре 650°C – 22-27%, что следует считать суще-

ственным, требующим учета при определении энергосиловых параметров процесса горячей резки на ножницах.

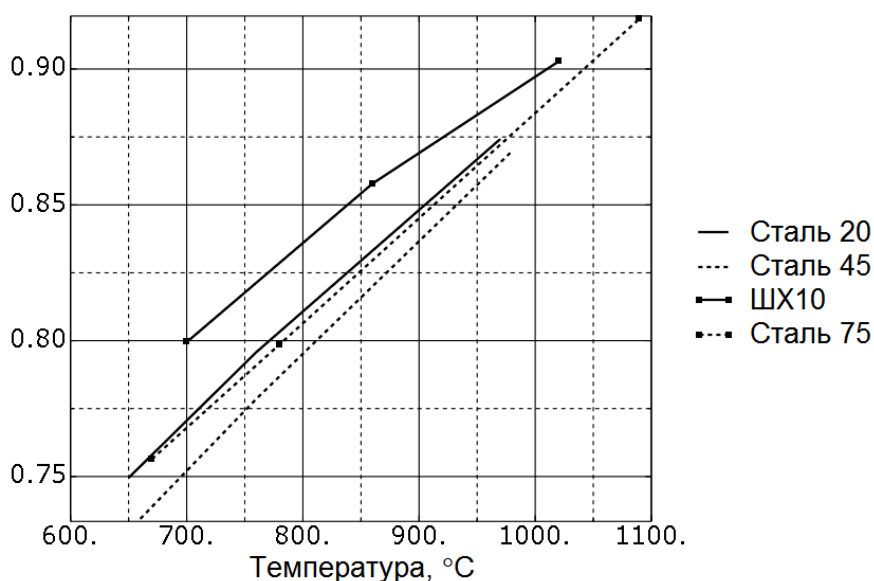


Рисунок 3 – Отношение удельного сопротивления резке, полученные по результатам моделирования, при минимально допустимом содержании химических элементов к максимально допустимому, в зависимости от температуры для исследуемых марок стали

По результатам работы можно сделать следующие выводы:

1. Изменение процентного содержания химического состава стали, регламентируемого ГОСТом, оказывает влияние на энергосиловые параметры процесса горячей резки на ножницах.

2. Разница между удельным сопротивлением резке при минимально допустимом содержании химических элементов и максимально допустимом, зависит от фактического содержания химических элементов, при чем с уменьшением температуры разница возрастает и в диапазоне температур 1000-650°C для исследуемых марок стали может составлять 10-27%.

Результаты работы могут быть использованы при исследованиях и развитии методов расчета процесса горячей резки на ножницах.

Библиографический список

1. Целиков А. И. Прокатные станы : учебник для вузов / А. И. Целиков, В. В. Смирнов. – М. : Металлургиздат, 1958. – 432 с.

2. Королев А. А. Конструкция и расчет машин и механизмов прокатных станов / А. А. Королев. – М. : Металлургия, 1985. – 375 с.

3. Коновалов Ю.В. Расчет параметров листовой прокатки: справочник / Ю. В. Коновалов, А. Л. Остапенко, В. И. Пономарев. – М.: Металлургия, 1986. – 430 с.

4. Иванченко Ф. К. Розрахунок машин і механізмів прокатних цехів : навч. посібник / Ф. К. Иванченко, В. М. Гребеник, В. І. Ширяєв. – К. : Вища шк., 1995. – 455 с.

5. Боровик П.В. Новые подходы к математическому моделированию технологических процессов обработки давлением: монография / П. В. Боровик, Д. А. Усатюк. – Алчевск : ДонДТУ, 2011. – 299 с.

6. Боровик П. В. Влияние деформационного нагрева на результаты математического моделирования процесса резки на ножницах / П. В. Боровик. / Сборник научных трудов ДонГТУ. – Алчевск, 2012. – Вып. 37. – С. 135-140.

7. Паришин В. А. Деформируемость и качество / В. А. Паришин, Е. Г. Зудов, В. Л. Колмогоров. – М. : Металлургия, 1979. – 192 с.

Рекомендована к печати к.т.н., проф. Ульяницким В.Н.

*к.т.н. Бревнов А.А.,
к.т.н. Давыдкова Н.С.
(ДонГТУ, г.Алчевск, Украина,
abrevnov@list.ru, ndavydkova@yandex.ru)*

ОБОСНОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ УЛУЧШЕНИЯ УСЛОВИЙ РЕГЕНЕРАЦИИ ФИЛЬТРУЮЩЕЙ ПОВЕРХНОСТИ ЦИКЛОНА-ФИЛЬТРА

Розглянуто питання можливості покращення умов регенерації фільтроелемента в робочій області циклона-фільтра за рахунок додаткової циліндричної вставки.

***Ключові слова:** циклон-фільтр, закрутка потоку, кільцева область, розрахункова сітка, розподілення швидкостей та тиску.*

Рассмотрен вопрос возможности улучшения условий регенерации фильтроэлемента в рабочей области циклона-фильтра за счет дополнительной цилиндрической вставки.

***Ключевые слова:** циклон-фильтр, закрутка потока, кольцевая область, расчетная сетка, распределение скоростей и давления.*

Введение

Вопрос очистки воздуха от пылевых загрязнений при работе металлургических предприятий является насущным и требует все более новых способов очистки выбросов производственных объектов, в том числе загрязненных особо опасными взвесями.

Анализ последних достижений и публикаций

Известные конструкции отечественных и зарубежных циклонов имеют низкую степень очистки фракций пыли размером менее 15-20 мкм [1]. Это связано с тем, что степень инерционного пылеосаждения при вращательном движении дисперсного потока в циклоне возрастает с уменьшением его поперечного размера и увеличением скорости потока. Однако увеличение скорости сверх оптимального ведет к его быстрому абразивному износу, а уменьшение поперечного размера при соблюдении рациональной скорости – к снижению пропускной способности. Поэтому циклоны используются в качестве первичной ступени обработки выбросов. Для осаждения тонкодисперсной взвеси система очистки должна оборудоваться дополнительными ступенями, в основном - фильтрующими устройствами.

Известны различные конструкции циклонных аппаратов для очистки газов от пыли. К примеру, в патенте [2] представлен фильтрпатрон, выполненный в виде цилиндрического проволочного или стержневого каркаса с верхним глухим и нижним открытым фланцами, на котором закреплен фильтровальный материал. Однако известная конструкция не предохраняет циклон от износа при необходимости интенсифицировать обработку путем увеличения скорости потока. Кроме этого, выносной фильтрующий элемент на выходе увеличивает габариты и представляет неудобство при размещении очистной системы.

Другим, более компактным вариантом, является циклон-фильтр для очистки запыленных газов [3]. Но данный циклон-фильтр имеет существенный недостаток. Интенсификация циклонной обработки в таком циклоне-фильтре достигается путем увеличения скорости дисперсного потока, однако этот факт вызывает изменение характера обтекания потоком вращающейся выхлопной трубы. В результате неравномерного обтекания часть поверхности регенерируется более интенсивно, а часть плотно забивается дисперсными частицами, что приводит к увеличению сопротивления проницаемой поверхности, к еще большей неравномерности и, как следствие, к более быстрому забиванию всей поверхности выхлопной трубы.

Постановка проблемы

Основная идея данного исследования заключается в том, что установка дополнительного неподвижного непроницаемого цилиндра во внутренней кольцевой полости циклона-фильтра должна уменьшить степень неравномерности потока, что даст возможность улучшить условия регенерации проницаемой фильтрующей поверхности аппарата. Известные результаты исследования закрученных потоков в кольцевых областях [4] подтверждают такую возможность.

Целью работы является обоснование возможности уменьшения степени неравномерности потока в рабочей области циклона-фильтра за счет установки дополнительного неподвижного непроницаемого цилиндра, расположенного соосно с проницаемой цилиндрической поверхностью аппарата.

Основная часть

Общий вид циклона-фильтра новой усовершенствованной конструкции представлен на рисунке 1.

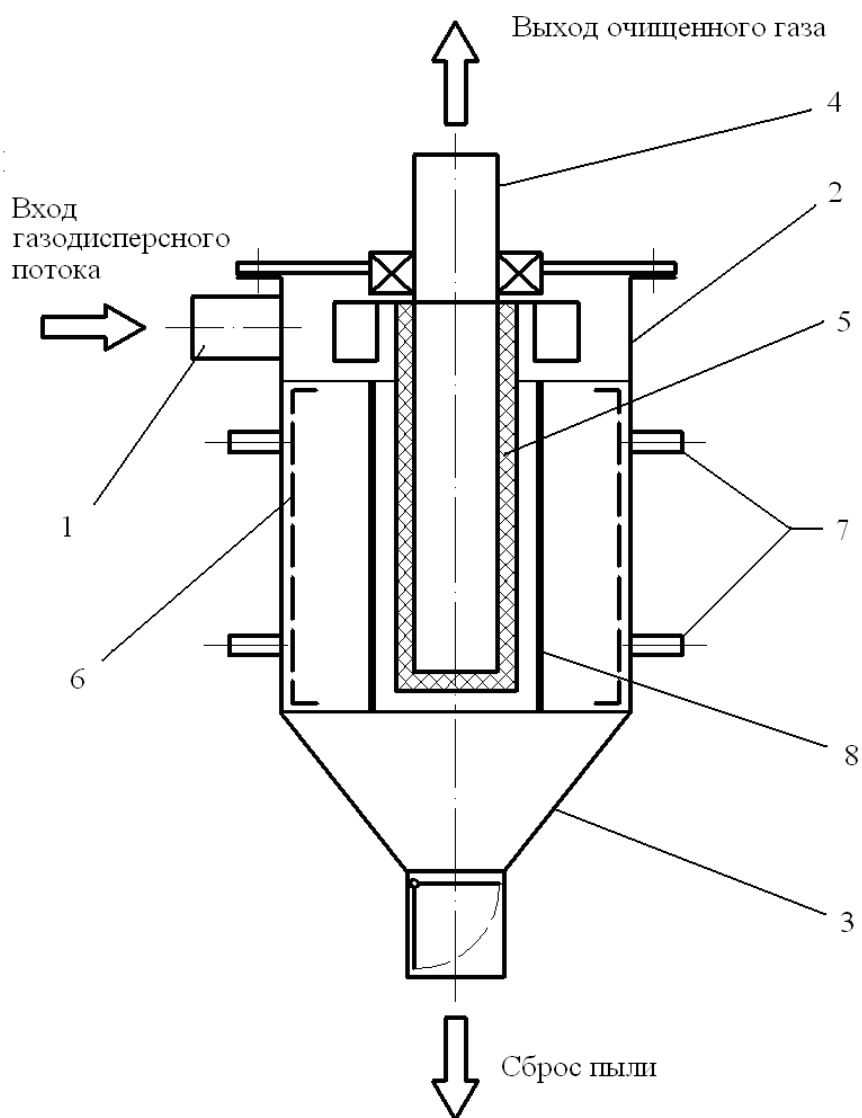


Рисунок 1 - Схема циклона-фильтра

Циклон-фильтр содержит штуцер для ввода запыленного газового потока 1, установленный тангенциально на цилиндрическом корпусе 2, имеющем коническое днище 3; расположенную соосно с цилиндрическим корпусом вращающуюся выхлопную трубу 4 с присоединенным к ней сварным каркасом с плотным фильтровальным материалом 5; закрепленную на внутренней поверхности цилиндрического корпуса 1 циклона-фильтра тонкую фильтровальную ткань 6; установленные радиально снаружи цилиндрического корпуса 1 продувочные штуцера 7; установленный соосно с цилиндрическим корпусом неподвижный непроницаемый цилиндрический элемент 8, образующий кольцевую область с вращающейся выхлопной трубой 4.

Предполагается, что во внутренней части циклона-фильтра снаружи фильтроэлемента улучшение условий регенерации проницаемой фильтрующей поверхности возможно за счет установки непроницаемого неподвижного цилиндрического элемента создающего кольцевую область между этим элементом и проницаемой поверхностью.

На первый взгляд наличие дополнительного неподвижного непроницаемого цилиндра должно уменьшать окружную скорость потока. Зато вращение выхлопной трубы вызывает вихри Тейлора, способствующие интенсивному образованию относительной скорости потока в кольцевом зазоре, имеющей более равномерную структуру. Следовательно, регенерация фильтрующей поверхности должна улучшаться. Подбором ширины кольцевого зазора между проницаемой поверхностью и неподвижным непроницаемым цилиндром можно добиться оптимальных условий для очистки газопылевого потока от частиц определенной крупности.

Таким образом, наличие дополнительной непроницаемой цилиндрической поверхности должно дать следующие преимущества:

1. Улучшение структуры потока в кольцевой области между цилиндрической вставкой и вращающейся проницаемой поверхностью в результате возникающих в кольцевой области вихрей Тейлора;

2. Возможность удаления части пылевого слоя с проницаемой поверхности за счет увеличения относительной скорости потока и фильтроэлемента, что улучшает условия регенерации фильтрующей поверхности;

3. Недопущение к проницаемой поверхности, за счет наличия цилиндрической непроницаемой вставки наиболее крупных частиц пыли, отброшенных к периферии начальной закруткой потока.

Для численного исследования потока внутри циклона-фильтра был использован математический пакет прикладных программ «Fluent» с использованием графического редактора «Gambit» для генерации области течения и расчетной сетки.

Возможность использования трехмерной расчетной области для исследования потоков в пакете «Fluent» позволяет определить распределение скоростей, давлений и других газодинамических характеристик с достаточно большой точностью. При этом большое количество расчетных узлов существенно увеличивает время расчета, поэтому для минимизации расчетного времени в случае осесимметричных потоков пользуются или плоской моделью расчетной области в осесимметричной постановке, или рассматривают часть трехмерной модели.

В рамках данной работы был рассмотрен сектор, показанный на рисунке 2, как часть общей цилиндрической расчетной области с периодическими граничными условиями на боковых радиальных поверхностях.

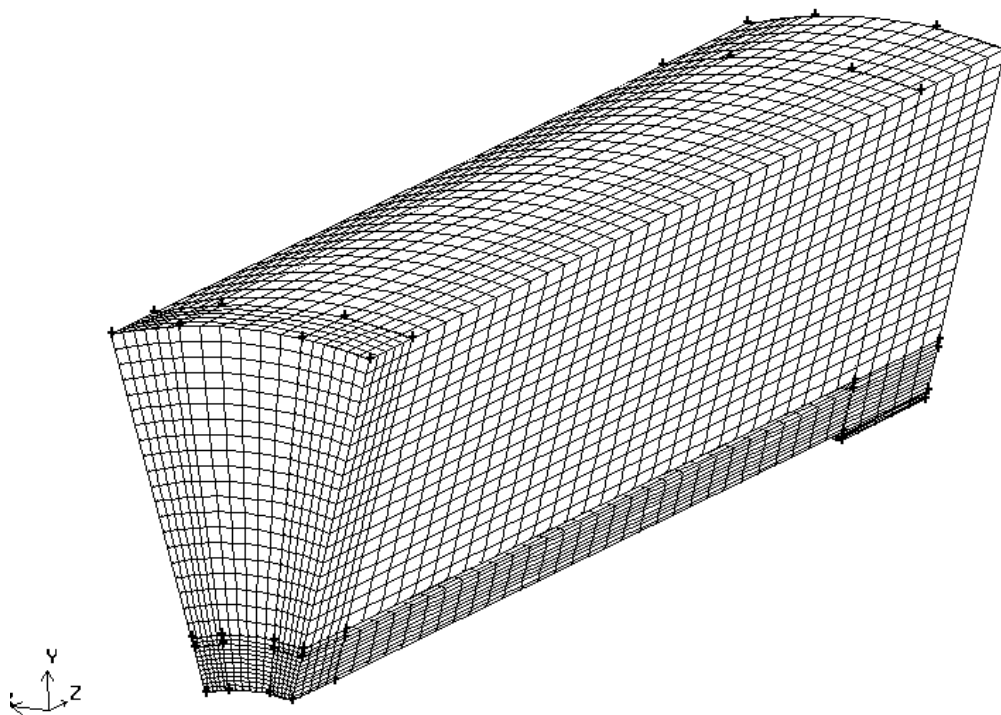


Рисунок 2 – Расчетная схема рабочей области
в осесимметричной постановке

Согласно расчетной схеме для расчета потока были заданы следующие граничные условия: на переднем торце – условия равномерной начальной скорости при входе в расчетную область, на непроницаемых поверхностях – условия прилипания потока, на нижней проницаемой поверхности – давление на выходе, на боковых поверхностях – условия периодических границ в окружном направлении.

Разбиение расчетной области сеткой проводилось по схеме «Мар». При этом в кольцевой области между проницаемой поверхностью и дополнительной непроницаемой вставкой, которая является областью наиболее вероятного возникновения турбулентных пульсаций, производилась более детальная разбивка.

Начальными условиями для расчета были величина осевой скорости на входе 4 м/с, угловая скорость закрутки потока – 10 1/с при отсутствии радиальной скорости.

Расчет производился для сектора длиной 1,6 м с радиусами внешней и внутренней поверхности, соответственно, 0,4 и 0,2 м. Цилиндрическая вставка была расположена на расстоянии 0,04 м по радиусу от проницаемой поверхности.

На рисунках 3 и 4 показаны графики изменения соответственно осевой и тангенциальной скоростей вблизи проницаемой поверхности, а именно на расстоянии 1 мм от фильтроэлемента.

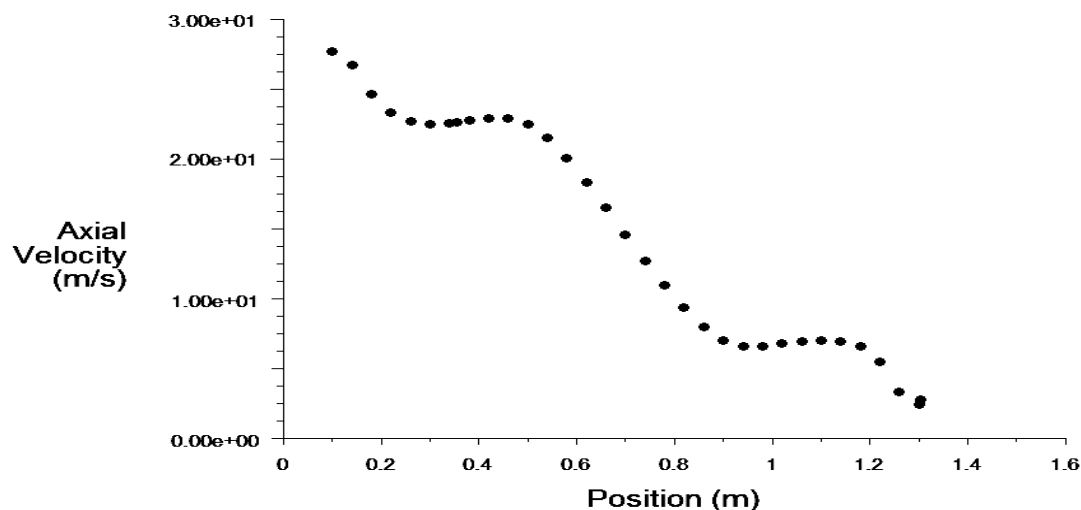


Рисунок 3 – Изменение осевой скорости по осевой координате

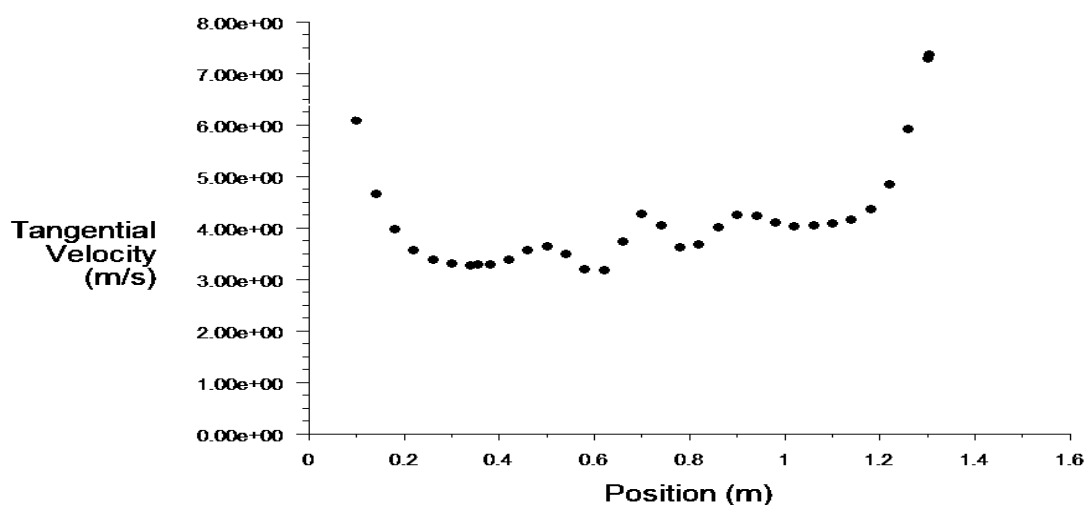


Рисунок 4 – Изменение тангенциальной скорости по осевой координате

Из этих графиков видно, что осевая скорость уменьшается по мере приближения к конечным сечениям расчетной области, что естественно для течения вблизи проницаемой поверхности, но является фактором не улучшающим условия регенерации фильтрующей поверхности. Однако изменение тангенциальной скорости, величина которой сопоставима с осевой скоростью в начальных сечениях расчетной области, в соответствии с графиком на рисунке 4, несущественно. То есть имен-

но эта составляющая дает возможность говорить об относительной скорости вблизи проницаемой поверхности, а, следовательно, она является основной характеристикой с точки зрения улучшения регенерации фильтрующей поверхности. Кроме того наличие тангенциальной скорости по всей длине кольцевой расчетной области позволяет отбросить к внешней поверхности наиболее крупные частицы пыли за счет центробежных сил.

Выводы

Таким образом, в результате проведенного исследования была обоснована возможность применения дополнительной цилиндрической поверхности в кольцевой области циклона-фильтра. Графики изменения скоростей в расчетной области подтверждают наличие относительной скорости потока вблизи проницаемой поверхности, что является положительным фактором с точки зрения очистки проницаемой поверхности от пыли.

Перспективы дальнейшего развития

Направлением дальнейшего развития работы является определение рациональной ширины кольцевого зазора между проницаемой поверхностью и непроницаемой цилиндрической вставкой, а также исследование поведения твердых частиц пыли в газовом потоке внутри рабочей области.

Библиографический список

1. Биргер М.И. *Справочник по пыле- и золоулавливанию* / [М.И. Биргер, А.Ю. Вальдберг, Б.И. Мягков и др.] // Под общ. ред. А.А. Русанова. - М.: Энергоатомиздат, 1983. - 312 с.
2. Патент РФ 2306984, МПК В04С 9/00. Циклон Кочетова / опубли. 2007.09.27. Бюл. 27. Кочетов О.С., Кочетова М.О., Львов Г.В. № 2006101515; заявл. 20.01.2006; опубли. 17.03.2008. Бюл. №27. – 4с.
3. Патент РФ: 22361678, МПК В01D 50/00, В04С 9/00. Циклон-фильтр / Зиганишин М.Г., Алещенко И.С., Зиганишин А.М., Павлов Л.В. №2008110843; заявл. 14.03.2008; опубли. 20.07.2009. Бюл. №17. – 4с.
4. Мочалин Е.В. *Теплообмен и гидродинамика в полях центробежных массовых сил: в 8 т.* / Е.В. Мочалин, А.А. Халатов // Гидродинамика закрученного потока в ротационных фильтрах. - Киев: Ин-т техн. Теплофизики НАН Украины, т. 8. – 2010. – 428 с.

Рекомендована к печати д.т.н., проф. Мочалиным Е.В.

*к.т.н. Ершов В.М.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

ФАЗОВЫЙ СОСТАВ СТАЛЬНОЙ ПОВЕРХНОСТИ ПОСЛЕ ЭЛЕКТРОИСКРОВОГО ЛЕГИРОВАНИЯ В ЖИДКОЙ СРЕДЕ

Приведені результати рентгенівського фазового аналізу поверхневого шару мало вуглецевої сталі після електроіскрового легування залізом, нікелем, вольфрамом, графітом і твердим сплавом на повітрі, у воді і мінеральному маслі.

***Ключові слова:** фазовий рентгенівський аналіз, електроіскрове легування сталі, вода, мінерально масло, залишковий аустеніт.*

Приведены результаты рентгеновского фазового анализа поверхностного слоя малоуглеродистой стали после электроискрового легирования железом, никелем, вольфрамом, графитом и твердым сплавом на воздухе, в воде и минеральном масле.

***Ключевые слова:** фазовый рентгеновский анализ, электроискровое легирование стали, вода, минеральное масло, остаточный аустенит.*

В ранних исследованиях [1,2], посвященных электроискровому легированию (далее – ЭИЛ) сталей, наибольшее внимание уделялось массопереносу вещества анода на поверхность катода - стального изделия. Именно процессом осаждения материала анода и изменением его химического состава катодного материала, большинство исследователей объясняют эффект упрочнения поверхности стальных деталей. В то же время известно, что физико-механические свойства любого материала в значительной степени зависят не только от его химического состава, но и от его фазового и структурного состава [3].

Как было показано нами ранее [4-6], фазовый состав поверхностного слоя сталей после ЭИЛ, существенно отличается от фаз материала, переносимого с анода. Само изменение химического и фазового состава катодного материала происходит во время движения ионов анодного вещества в канале искрового разряда. Поэтому на фазовый и химический состав осаждаемого слоя должно влиять внешнее окружение канала разряда (стриммера). В ранее названных монографиях [1,2] было показано, что в жидких средах (масле, воде) массоперенос при ЭИЛ

усиливается и привес изделий значительно превосходит значения, полученные при обработке на воздухе.

Целью настоящей работы является изучение фазового состава стальной поверхности после ЭИЛ различными анодными материалами на воздухе, в воде и минеральном масле.

Для настоящего исследования, в качестве катодного материала были выбраны цилиндрические образцы диаметром 15 мм и $h = 12$ мм из малоуглеродистой стали марки 08кп (0.07%С) и анодные электроды в виде стержней диаметром 5 мм и длиной 20 мм из армко – железа, никеля, вольфрама, графита и твердого сплава ВК8. Искровое легирование стальной поверхности катодных образцов на воздухе, в воде и минеральном масле выполняли на экспериментальной установке по режимам нашей ранней работы [5]. Легирование в жидкостях выполняли в специальной емкости, где поток жидкости, высотой над образцом в 5-7 мм, постоянно омывал поверхность образца, а продукты выброса и вспенивания над стальной поверхностью, непрерывно удалялись постоянно обновляемыми порциями жидкости. Процесс искрового легирования проводили со скоростью 5 мин/см² с энергией разряда на воздухе 0.5 Дж, а в жидкостях – 0.25 Дж.

После ЭИЛ, образцы подвергали рентгенографированию на дифрактометре ДРОН-1.5 в фильтрованном железном излучении. Дифрактограммы с поверхности обработанных образцов, снятые в интервале дифракционных углов от 40 до 75⁰ 2 ν , т.е. в интервале максимальной интенсивности аналитических линий возможных фаз. записывали на ленту электронного потенциометра ЭПП-09. Фрагменты индцированных дифрактограмм исследуемых образцов приведены на рисунках 1 – 3.

Легирование железом. Эспериментальные исследования начали с ЭИЛ стальных образцов анодными электродами из армко-железа. При этом искровая обработка первого образца производилась на воздухе, второго - в водопроводной воде, а третьего - в трансформаторном масле. Фрагменты дифрактограмм этого варианта обработки образцов приведены на рисунке 1.

На дифрактграмме образца, прошедшего ЭИЛ железом на воздухе (рисунок 1а-1), видно, что в структуре поверхностного слоя фиксируются фазы закаленного состояния (мартенсит и остаточный аустенит) и значительное количество нитридной фазы Fe₄N (линия (111)_н). Появление нитридной фазы в структуре поверхностного слоя малоуглеродистой стали свидетельствует о том, что ионы железа на пути от анода к катоду вступили во взаимодействие с ионами азота воздуха, образовали

нитрид, а некоторая часть ионов азота насытила аустенит катодной поверхности, что вызвало эффект закалки с образованием остаточного азотистого аустенита.

При ЭИЛ железом в воде (рисунок 1а -2) привело к некоторому уширению линии (110) феррита, что свидетельствует о появлении в структуре поверхностного слоя малоуглеродистого мартенсита. Других фаз в структуре слоя не фиксируется, а это означает, что ионизация воды в межэлектродном пространстве в момент разряда, изолирует канал разряда от азота воздуха и не приводит к образованию новых фаз.

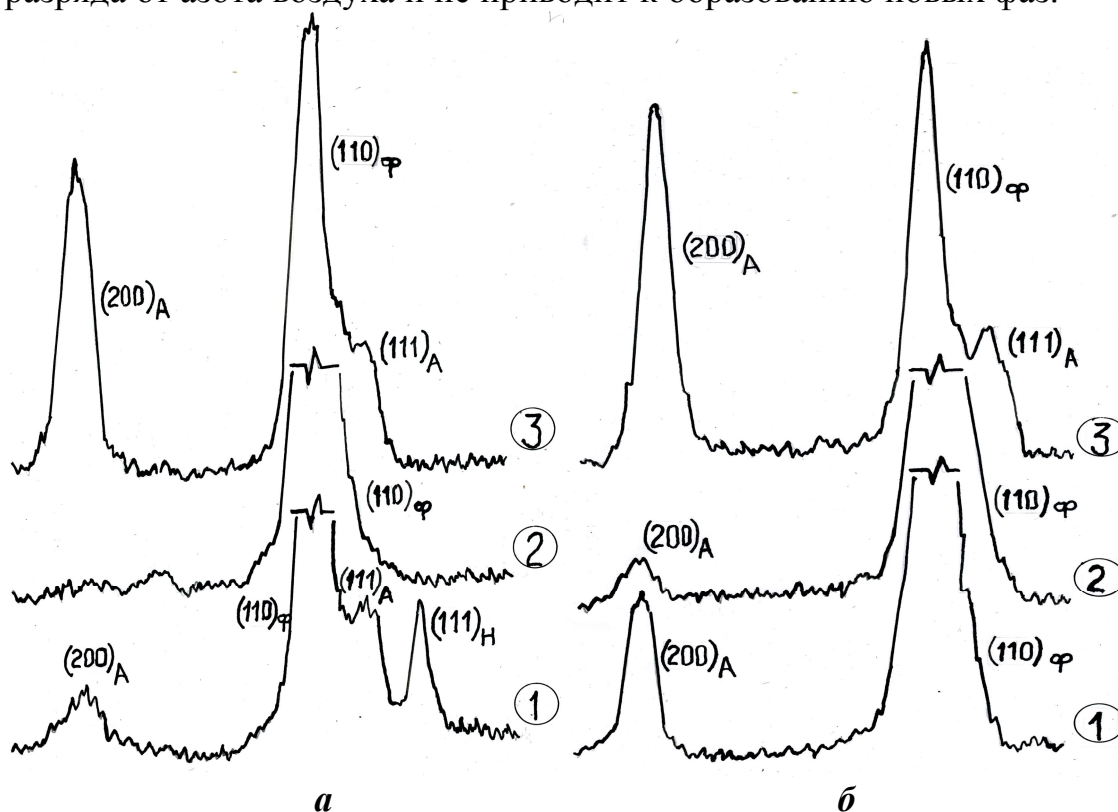


Рисунок 1 – Фрагменты индцированных дифрактограмм стальной поверхности после ЭИЛ армко-железом (а) и никелем (б) на воздухе (1), в воде (2) и масле (3).

Обозначения фаз: А – остаточный аустенит,
Ф – феррит, Н – нитрид Fe_4N

Искровое легирование стали железом в среде минерального масла, как это видно из дифрактограммы рисунка 1а – 3, привело к эффекту закалки слоя с образованием большого количества остаточного аустенита. Других фаз в структуре слоя здесь не обнаружено. На наш взгляд, этот факт свидетельствует об активной роли минерального масла в образовании ионов углерода непосредственно при искровом разряде в межэлектродном пространстве. Вероятно, искровой разряд расщепляет молеку-

лы углеводородов, что приводит к образованию активных ионов углерода, которые насыщают аустенит поверхностного слоя стального образца и вызывают стабилизацию его при быстром охлаждении поверхности. Концентрацию углерода в остаточном аустените можно определить по параметру его кристаллической решетки, как это было сделано нами в работе [5]. Результаты расчета параметров кристаллической решетки остаточного аустенита, интенсивности его дифракционных линий и расчетных значений концентрации углерода приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Параметры кристаллической решетки остаточного аустенита (a), интенсивность и ширина его дифракционной линии (200) (H_{200} и B_{200} соответственно), концентрация углерода в нем (%C) для различных материалов анода и внешних сред ЭИЛ.

Среда ЭИЛ	Показатель	Материал анодного электрода				
		железо	никель	вольфрам	графит	тверд. сплав
Воздух	a , нм	0.3624	0.3596	0.3639	0.3627	0.3627
	H_{200} , мм	20	69	29	22	10
	B_{200} , мрад	10.0	6.9	9.6	10.0	8.7
	%C	1.94	1.09	2.39	2.03	2.03
Вода	a , нм	-	0.3591	-	0.3630	0.3620
	H_{200} , мм	-	19	-	40	18
	B_{200} , мрад	-	10.9	-	7.4	11.7
	%C	-	0.94	-	2.12	1.82
Минерал. масло	a , нм	0,3622	0,3615	0,3622	0,3625	0,3627
	H_{200} , мм	107	118	87	48	140
	B_{200} , мрад	7,8	8,3	7,4	7,8	7,8
	%C	1,88	1,67	1,88	1,97	2,03

Из данных таблицы 1 следует, что ЭИЛ стали железом в минеральном масле привело к получению остаточного аустенита с максимально возможной концентрацией атомов углерода в γ -железе (2%), а малая ширина его линии (200), свидетельствует о химической однородности распределения углерода по сечению слоя (4 – 5 мкм).

Легирование никелем. Как видно из дифрактограмм рисунка 1б-1, искровое легирование стальной поверхности в воздушной среде никелем (типичным элементом, не образующим карбидов), привело к закалке поверхностного слоя стали с образованием большого количества остаточного аустенита без следов нитрида. Причем, согласно данных

таблицы 1, концентрация атомов углерода в аустените оказалась пониженной (0.9-1.0%).

ЭИЛ никелем в воде привел к закалке поверхностного слоя с малым количеством остаточного аустенита (рисунок 1б-2), что однозначно свидетельствует о тормозящем влиянии водной среды на движение ионов никеля от анода к катоду.

Искровое легирование стальной поверхности никелем в среде минерального масла произвело эффект закалки слоя с образованием большого количества остаточного аустенита (рисунок 1б – 3). Вероятно, атомы углерода, полученные из углеводородной среды масла в зоне разряда, насытили аустенит катодного материала до максимальной концентрации (1.7%С), чем и вызвали его стабилизацию.

Легирование вольфрамом ЭИЛ на воздухе стальной поверхности вольфрамом – типичным карбидообразующим элементом, привело к формированию структуры, состоящей из мартенсита, остаточного аустенита (линия $(200)_A$), карбида типа Me_6C (линия 511_{K_2}) и чистого вольфрама (линия 110_w) (рисунок 2а -1).

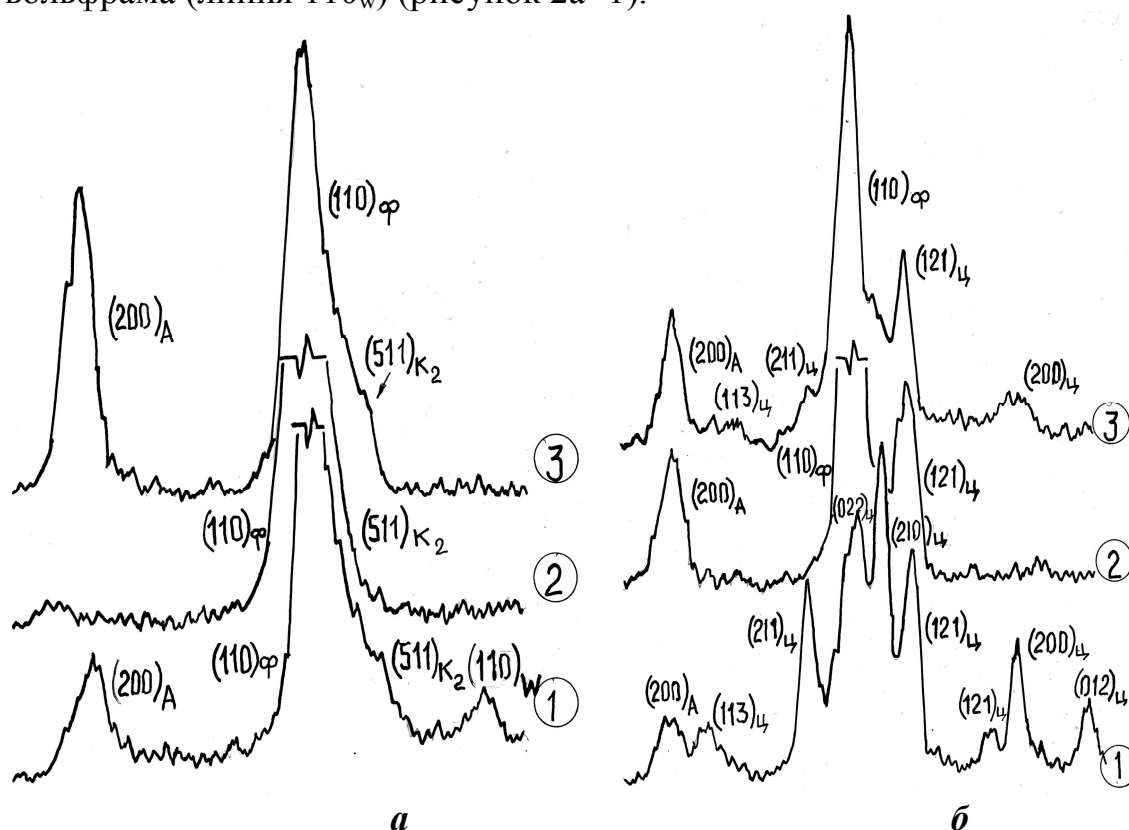


Рисунок 2 – Фрагменты индцированных дифрактограмм стальной поверхности после ЭИЛ вольфрамом (а) и графитом (б) на воздухе (1), в воде (2) и в минеральном масле (3).

Обозначение фаз: А – остаточный аустенит;
Ф – феррит; Ц – цементит; К – карбид типа Me_6C .

Здесь, также как при легировании никелем в воздушной среде, нитрид железа в поверхностном слое не обнаруживается, а это свидетельствует, на наш взгляд, о том, что нитридная фаза может образовываться только из летящих от анода ионов железа, а не из атомов железа в поверхности катода. Легирование вольфрамом в водной среде (рисунок 2а-2) привело к закалке с образованием небольших количеств остаточного аустенита и следов карбида M_6C . Иная картина структуры слоя при легировании вольфрамом в среде минерального масла (рисунок 2а-3). Здесь видно, что закаленный поверхностный слой включает в себя большое количество остаточного аустенита с очень высокой концентрацией атомов углерода (1.9-2.4%) и небольшое количество карбида. Вероятно, ионы углерода, образовавшиеся из диссоциированных молекул масла, ускоряются электростатическим полем разряда и при бомбардировке поверхности стального катода, насыщают его до большой концентрации.

Легирование графитом. Цементация стальной поверхности при ЭИЛ графитом в воздушной среде была изучена нами ранее в работе [4]. В настоящем исследовании был подтвержден эффект цементации поверхностного слоя, то есть факт образования при искровом разряде в воздушной среде большого количества цементитной фазы (рисунок 2б-1). Кроме данной фазы в закаленном слое присутствует небольшое количество остаточного аустенита с высокой концентрацией атомов углерода (таблица 1).

ЭИЛ графитом в водной среде привел к усилению эффекта закалки с увеличенным количеством остаточного высокоуглеродистого аустенита. Кроме того, на дифрактограммах образцов после ЭИЛ графитом в водной среде, отмечается присутствие в слое цементитной фазы с необычным соотношением интенсивности дифракционных линий. Действительно, целый ряд дифракционных линий цементата на дифрактограммах не обнаруживаются, в то время как сильная линия (121) цементита имеет высокую интенсивность (рисунок 2б-2). Возможно, это связано со своеобразной текстурой цементитных кристаллов в слое.

Искровое легирование графитом в среде минерального масла не изменило фазовый состав поверхностного слоя, если сравнивать его с результатом ЭИЛ в воде (рисунок 2б-3). При том же фазовом составе, только интенсивность некоторых дифракционных линий цементита заметно выше. Остаточный аустенит, как и в предыдущем случае, имеет высокую концентрацию углерода (таблица 1).

Легирование твердым сплавом. Как известно из практики поверхностного упрочнения сталей и сплавов, ЭИЛ твердым сплавом находит самое широкое применение [1,2]. При этом легирование поверхностного слоя производят на воздухе, а влияние жидких сред на формирование структуры поверхностного слоя при ЭИЛ, не изучено.

Искровое легирование твердым сплавом марки ВК8 производили на воздухе, в водопроводной воде и минеральном масле. На рисунке 3 приведены дифрактограммы со стальной поверхности для всех трех вариантов сред ЭИЛ.

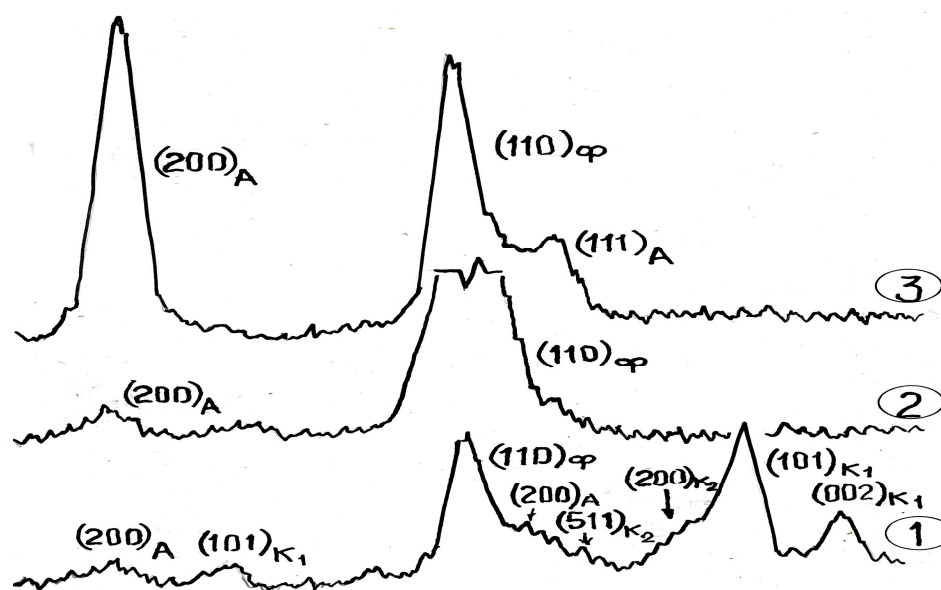


Рисунок 3 – Фрагменты индцированных дифрактограмм стальной поверхности после искрового легирования твердым сплавом ВК8 на воздухе (1), в воде (2) и масле (3). Обозначение фаз: А – остаточный аустенит; Ф – феррит; К₁ – карбид М₂С и К₂ – карбид М₆С.

Как видно из дифрактограмм рисунка 3 -1, ЭИЛ твердым сплавом на воздухе дал небольшой эффект закалки с малым количеством высокоуглеродистого остаточного аустенита (2%С). Кроме того, упрочненный слой включает в себя смесь монокарбида вольфрама W₂С и сложного карбида типа Fe₃W₃С. Аналогичные данные были получены нами ранее [5].

Искровое легирование в воде и масле (рисунки 3 -2, 3) привело к формированию закаленного слоя с остаточным аустенитом, а карбидов в поверхностном слое не обнаруживается. Это свидетельствует о том, что при искровом разряде вольфрамовый карбид WC дисоциирует на

составляющие, а ионы углерода, образующиеся при этом, насыщают аустенит поверхностного слоя, что обеспечивает при охлаждении закалку слоя с образованием высокоуглеродистого остаточного аустенита. При ЭИЛ в масле концентрация атомов углерода в канале разряда дополнительно возрастает из-за диссоциации углеводородов масла, что приводит к дополнительному увеличению количества остаточного аустенита в слое.

Таким образом, на основании полученных результатов исследования, можно сделать следующие выводы:

1. Жидкая среда, в которой происходит искровой разряд, оказывает значительное влияние на фазовый состав осаждаемого на катод слоя металла.

2. Искровое легирование железом в воздушной среде позволяет осаждать на катод анодный материал с нитридной фазой, образующейся из ионизированного азота и ионов железа.

3. Водная среда, в которой происходит искровой разряд, не пропускает ионы анодного металла к катоду. Только легкие ионы углерода проникают в аустенитизированный поверхностный слой катода, насыщают его до значительной концентрации, чем обеспечивают закалку слоя с большим количеством остаточного аустенита.

4. Искровое легирование в минеральном масле создает повышенную концентрацию атомов углерода в канале разряда за счет диссоциации углеводородов, что способствует дополнительному насыщению углеродом аустенита поверхностного слоя катода.

Библиографический список

1. *Верхотуров А.Д. Технология электроискрового легирования металлических поверхностей / А.Д. Верхотуров, И.М. Муха. – К. : Техника, 1982. - 179 с.*

2. *Иванов Г.П. Технология электроискрового упрочнения инструментов и деталей машин / Г.П. Иванов. – М.: Машгиз., 1961. - 303 с.*

3. *Полевой С.Н. Упрочнение металлов / С.Н. Полевой, В.Д. Евдокимов. – М.: Машиностроение - 1986. - 320 с.*

4. *Ершов В.М. Цементация стальной поверхности при электроискровой обработке графитом / В.М. Ершов // Сборник научных трудов сотрудников ДонГТУ, № 31. – Ладо. - 2011. - С. 219 – 225.*

5. *Ершов В.М. К вопросу о механизме формирования фаз металлов при электроискровом легировании / В.М. Ершов // Сборник научных трудов сотрудников ДонГТУ, №37. - 2012. - С. 170-178.*

6. Ершов В.М. Карбидообразование металлов при электроискровом науглероживании / В.М. Ершов // Сборник научных трудов сотрудников ДонГТУ, №24. - 2007. - С. 212-217.

Рекомендована к печати д.т.н., проф. Петрушовым С.Н.

*к.т.н. Чебан В.Г.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

СТЕНД ДЛЯ ОПРЕДЕЛЕНИЯ СПОСОБНОСТИ ЖИДКОСТИ К ОЧИСТКЕ ГИДРОДИНАМИЧЕСКИМ СПОСОБОМ

Наведені аргументи про необхідність створення пересувного стенду для визначення здатності конкретної рідини до очищення гідродинамічним способом. Приведено приклад його реалізації.

Ключові слова: *поздовжня швидкість, вхідна швидкість, зливна швидкість, стенд, очисник.*

Приведены аргументы о потребности создания передвижного стенда для определения способности конкретной жидкости к очистке гидродинамическим способом. Представлен пример его реализации.

Ключевые слова: *продольная скорость, входная скорость, сливная скорость, стенд, очиститель.*

Постановка проблемы и анализ последних достижений. Проблема очистки технической воды на металлургических предприятиях стоит очень остро. В последние годы гидродинамическая очистка жидкостей от твердых загрязнений по числу внедрения средств ее реализации занимает лидирующее положение. Реализуется она в мембранных аппаратах [1] и гидродинамических очистителях [2], а конкретнее, в их напорных каналах. Однако, если в мембранных аппаратах использование поверхностей, образующих напорные каналы, ограничено плоской или цилиндрической поверхностями, то в неполнопоточных гидродинамических очистителях (ГДО) используются плоские [3], цилиндрические [4], шаровые [5], конические [6] поверхности или их комбинации [7]. Функция напорных каналов состоит в создании в выносных мембранных аппаратах или неполнопоточных гидродинамических очистителях принципа тангенциальной или с поперечными потоками очистки жидкости. В Украине она впервые получила название гидродинамической очистки.

В общих чертах, принцип гидродинамической очистки жидкости от твердых загрязнений в напорном канале представлен на рисунке 1.

Заключается он в формировании потока очищаемой жидкости в напорном канале очистителя таким образом, чтобы каждая частица ее загрязнений, например, частица диаметром d_o , находилась в поле дейст-

вия двух скоростей - продольной v_{np} и поперечной v_o . При этом, положение этой частицы над проницаемой поверхностью напорного канала будет зависеть от значения результирующего вектора этих скоростей, и, чем больше оно будет, тем большая вероятность того, что эта частица будет находиться над проницаемой поверхностью от начала напорного канала высотой h_n до его конца высотой h_k , то есть не попадет в фильтр, который со скоростью v_o проникает при этом через проницаемую поверхность.

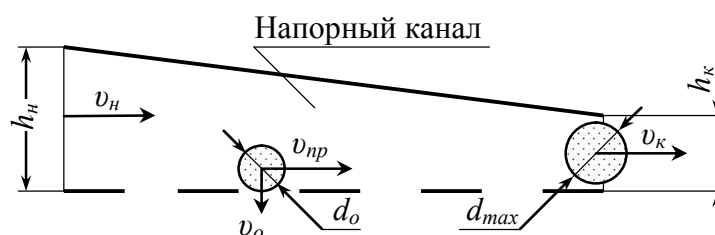


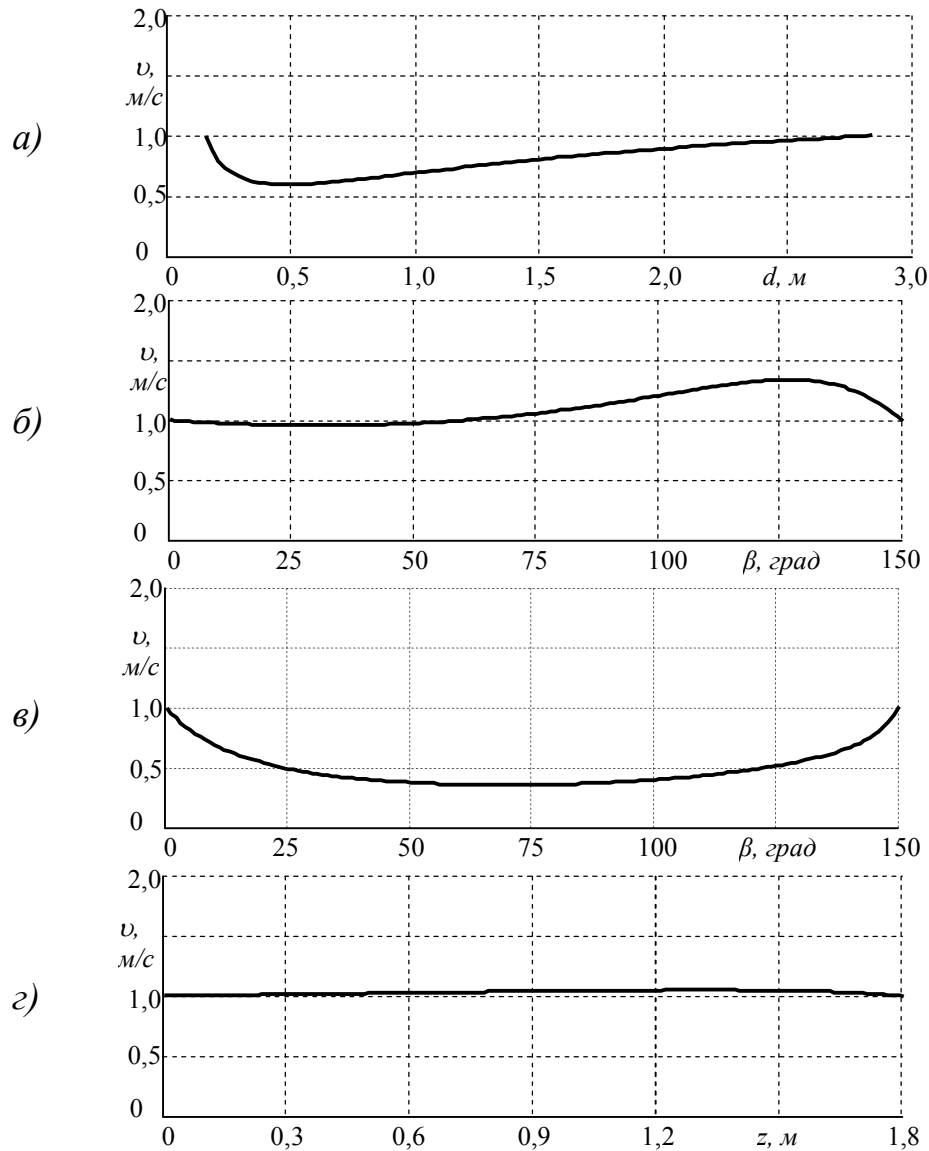
Рисунок 1 – Схема гидродинамической очистки

Косвенно это значение характеризуется отношением $i = v_{np}/v_o$. Однако, слишком большим оно не может быть по причине возрастания потерь части жидкости со сливом и перепада давления на очистителе. Поэтому, для каждой конкретной жидкости, подлежащей очистке, возникает потребность в определении оптимального значения этого отношения скоростей, при котором проницаемая поверхность не засорялась бы, а очиститель оставался бы продолжительное время работоспособным при допустимых потерях жидкости и давления.

Постановка задачи. Целью данной работы является разработка стенда для предварительной оценки конкретной жидкости на ее способность к очистке гидродинамическим способом, результаты которой будут использованы при разработке очистителя.

Результаты исследований. Выше отмеченное многообразие поверхностей, образующих напорные каналы ГДО, накладывает свои как положительные, так и отрицательные отпечатки на конструкции создаваемых при этом очистителей. Не отмечая конструктивные особенности каждого из них, нельзя не остановиться на их технологической особенности, связанной с упоминаемым выше отношением продольной и поперечной скоростей. Исследования показали, что характер поведения продольной скорости в напорном канале дискового очистителя, очистителя с круговыми цилиндрами, шарового очистителя и очистителя «цилиндр в конусе» столь разнообразен, что для оценки упоминаемого вы-

ше отношения скоростей необходимо прийти к общему его восприятию. Так как наиболее эффективной считается работа ГДО при постоянной продольной скорости, то как один из ее вариантов является вариант, когда скорость жидкости в начале напорного канала, называемая входной, равна скорости жидкости на выходе из него, называемой сливной. Скоростные режимы этих очистителей при указанных условиях приведены на рисунке. 2.



а) дисковый очиститель; б) очиститель с круговыми цилиндрами;
в) шаровой очиститель; г) очиститель типа «цилиндр в конусе»

Рисунок 2 – Скоростные режимы четырех ГДО

Известно, что входная и сливная скорости жидкости в напорном канале ГДО являются косвенно контролируемыми, чего нельзя сказать об промежуточных значениях ее продольной скорости. Однако из рисунка 2 очевидно, что как минимум одно из значений промежуточной скорости в демонстрируемых очистителях, кроме очистителя «цилиндр в конусе», имеет значение минимальной скорости меньше, чем значение одной из контролируемых скоростей. И если считать, что оптимальной скоростью очистки является, например, сливная скорость, равная $v_k = 1,0 \text{ м/с}$, то с гарантией можно сказать, что три очистителя из четырех будут не работоспособны, так как их минимальная продольная скорость не приведена в соответствие со сливной скоростью, принятой за оптимально допустимую. Поэтому, с целью учета этого обстоятельства, необходимо входную и сливную скорости жидкости этих трех очистителей увеличить до значений, при которых минимальная продольная скорость жидкости в их напорных каналах была бы не меньше допустимой.

Следовательно, только очиститель «цилиндр в конусе» может в первом приближении претендовать на включение его в состав стенда для оценки жидкости на способность ее к гидродинамической очистке. Однако, учитывая имеющиеся в нем место с немного большим значением продольной скорости на довольно значительном участке длины напорного канала, можно с уверенностью отметить, что они отражают чисто индивидуальную картину процесса очистки, чего в других очистителях может и не быть. Кроме того, конструкция очистителя «цилиндр в конусе» не способна обеспечить простоту изменения его параметров, например ширины напорного канала, его длины и площади фильтроэлемента, необходимых для настройки стенда на очистку конкретно очищаемых жидкостей с разными вязкостями, концентрациями и размерами частиц загрязнений.

Если учесть, что истинную картину процесса очистки демонстрируют так называемые идеальные очистители, в которых продольная скорость носит постоянный характер, то другого выбора и быть не может. Наиболее простым из них и отвечающим условиям настройки испытательного стенда является очиститель с клинообразным напорным каналом, схема которого представлена на рисунке 3.

Стенд содержит ГДО, состоящий из коробчатого корпуса 1 со съемной крышкой 2 с плоскими внутренними поверхностями, входным 3, сливным 4 и выходным 5 патрубками. Крышка 2 соединена с корпусом 1 через регулировочные прокладки 6, выполненные разной толщины и при необходимости разной ширины, с помощью герметизирующей смазки. В корпусе 1 смонтирован сменный плоский фильтроэлемент 7 таким образом, что его плоская проницаемая поверхность, плоские по-

верхности крышки и прокладок 6 образуют клинообразный напорный канал 8 длиной L , постоянной шириной B , высотой в его начале h_n и в конце h_k , соединяющий подводной патрубок 3 со сливным патрубком 4 и через проницаемую поверхность и полость фильтроэлемента 7 с выходным патрубком 5. За ширину, начало и конец напорного канала 8 приняты параметры проницаемой поверхности фильтроэлемента 7. Входной патрубок 3 подсоединен к линии 9 очищаемой жидкости с дросселем 10 и расходомером 11, сливной патрубком 4 подсоединен к линии 12 сброса части очищаемой жидкости с дросселем 13 и расходомером 14, выходной патрубком 5 подсоединен к линии 15 фильтрата с дросселем 16 и расходомером 17. Линии 9 и 15 снабжены общим дифференциальным манометром 18, электрически подключенным к пульту управления стендом. В состав стенда входят так же комплект регулирующих прокладок 6, обеспечивающих при необходимости изменения параметров напорного канала 8, и комплект фильтроэлементов 7. В качестве проницаемых поверхностей в фильтроэлементах 7 приняты стандартные металлические сетки с разными по величине ячейками.

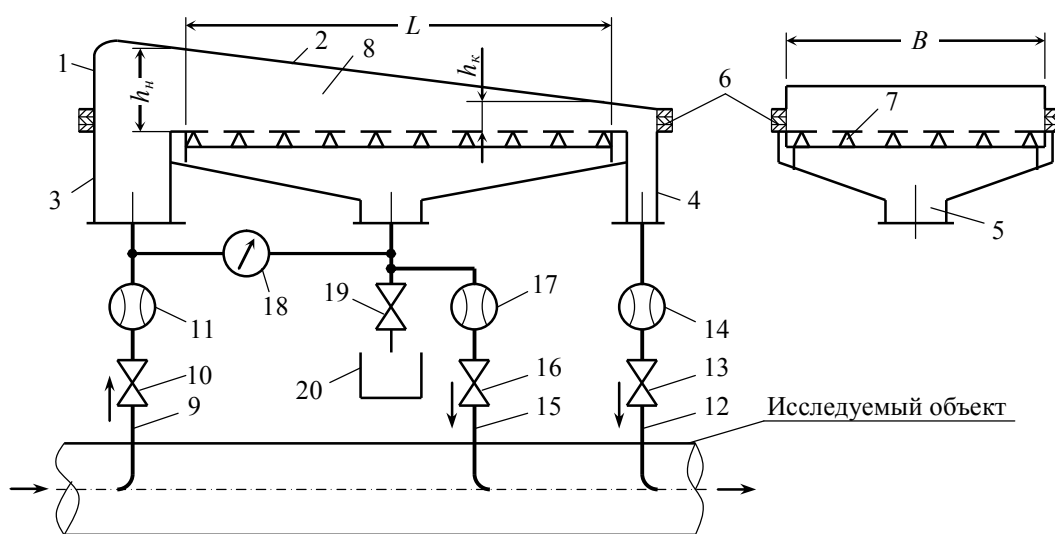


Рисунок 3 – Схема стенда для определения способности жидкости к гидродинамической очистке и его подключение

Стенд исполняется в передвижном варианте и может быть использован как в лабораторных условиях, так и в производственных условиях после его доставки и подключения к источнику загрязненной жидкости, подлежащей в перспективе очистке в ГДО. При необходимости стенд снабжают насосом, монтируемым в линию 9 очищаемой жидкости.

Параллельно стенду через байпас устанавливается устройство для определения степени загрязненности жидкости и максимального размера d_{max} частиц загрязнений в ней, без знания которого не возможна разработка конкретного ГДО. Максимальный размер частиц загрязнений в жидкости определяет ширину выхода из напорного канала 8 по известной зависимости $h_k = (1,15 \div 1,5) d_{max}$.

Для выбора из комплекта нужного фильтроэлемента кроме информации о степени загрязненности жидкости и максимальном диаметре загрязнений нужна информация о необходимой степени очистки жидкости. Такую информацию обычно предоставляет заказчик.

Известно, что абсолютно чистых жидкостей в природе не существует. Поэтому условно принято считать жидкость относительно чистой, если находящиеся в ней примеси не оказывают явно выраженного отрицательного влияния на ее предназначение. В данном случае важен максимально допустимый диаметр частиц твердых загрязнений в фильтрате, по значению которого определяют необходимый размер ячейки сетки фильтроэлемента. Так же известно, что при гидродинамической очистке размер диаметра ячейки сетки, разделяющей жидкость на фильтрат и концентрат, может быть в 3÷10 и более раз больше диаметра d_o частицы загрязнения в фильтрате. Поэтому при исследовании первым выбирают фильтроэлемент, отвечающий условию, что диаметр ячейки его сетки в 3-4 раза больше диаметра частицы загрязнений в фильтрате, а затем при необходимости эту зависимость изменяют. Она может быть обоснована потребностью уменьшения фильтрующей поверхности, снижения габаритов очистителя и его стоимости.

После выбора высоты h_k выхода из напорного канала, то есть количества нужных прокладок 6 из их комплекта, и нужного фильтроэлемента 7, стенд подвергают сборке. При этом напорный канал 8 очистителя стенда разрабатывают из условий, что наиболее эффективным из гидродинамических очистителей является тот, у которого в напорном канале продольная скорость жидкости постоянна, для чего высоту h_n входа в напорный канал определяют из зависимости

$$h_n = h_k \frac{Q}{Q_{сл}}, м$$

где Q - расход очищаемой жидкости, $м^3/с$;

$Q_{сл}$ - объем сливаемой части очищаемой жидкости, $м^3/с$.

Если учесть, что расход очищаемой жидкости в напорном канале изменяется по закону

$$Q_{np} = Q - (Q - Q_{cl}) \cdot \frac{L_{np}}{L}, \text{ м}^3/\text{с}$$

а площадь поперечного сечения напорного канала – по закону

$$F_{np} = h_{np} \cdot B = \left(h_n - \frac{h_n - h_k}{L} \cdot L_{np} \right) \cdot B, \text{ м}^2$$

то при $\frac{Q}{Q_{cl}} = n$ продольная скорость жидкости в напорном канале 8 очистителя изменяется по закону

$$v_{np} = \frac{Q - (Q - Q_{cl}) \cdot \frac{L_{np}}{L}}{h_k \cdot \left(n - \frac{n-1}{L} L_{np} \right) \cdot B}, \text{ м/с}$$

где L_{np} - расстояние от начала напорного канала до поперечного сечения, в котором определяется продольная скорость жидкости, м.

Испытательный стенд работает следующим образом.

В исходном положении все дроссели полностью закрыты. Вручную медленно и обязательно одновременно открывают дроссели 10 и 13 и после набора примерно 4-х кратного заданного слива жидкости, определяемого расходомером 14, открытие дросселя 13 прекращают и начинают одновременное с дросселем 10 медленное открытие дросселя 16 линии 15 фильтрата. В результате чего очищаемая жидкость из исследуемого объекта поступает в линию 9, а затем попадает во входной патрубке 3 корпуса очистителя стенда. Далее жидкость входит в напорный канал 8 и движется в нем вдоль проницаемой поверхности фильтроэлемента 7 к выходу из него. При этом, большая ее часть, определяемая расходомером 17, проникает через фильтроэлемент 7 и удаляется из очистителя через патрубок 5 и по линии 15 фильтрата, например, обратно в исследуемый объект. Другая часть жидкости, называемая смывной, покидает напорный канал 8 и затем через сливной патрубок 4 удаляется из очистителя в линию 12, по которой сбрасывается, например, обратно в исследуемый объект. После достижения нужного выхода фильтрата, определяемого расходомером 17, открытие дросселя 10 временно прекращают и по расходомеру 14 начинают уменьшение объема сливаемой жидкости путем медленного перекрытия дросселя 13. При этом, для удержания заданного выхода фильтрата постоянным, дроссель 10 постепенно прикрывают. После достижения нужного выхода фильтрата и

заданной максимально возможной продольной скорости жидкости в напорном канале регулировку стенда прекращают и на длительное время оставляют очиститель в работе при так называемом первом режиме очистки. Для выбора следующего режима очистки с помощью дросселей 10 и 13 продольную скорость жидкости в напорном канале ступенчато снижают, оставляя при этом неизменным выход фильтра по расходомеру 17. Таким образом исследуют конкретную жидкость при нескольких режимах ее продольной скорости, при которых постоянным остается выход фильтра. Последним режимом исследования считается тот, при котором сетка фильтроэлемента только начинает засоряться, о чем свидетельствуют визуальное показание дифференциального манометра 18 и/или звуковая и/или световая сигнализация системы управления стендом по его сигналу. Режимы очистки жидкости, предшествующие последнему режиму, берут за основу для дальнейшего анализа полученных результатов, в ходе которого проверяют степень очистки жидкости и максимальную крупность частиц загрязнений в фильтрате. Для получения такой информации при каждом скоростном режиме жидкости вручную делают отбор проб фильтрата из линии 15 с помощью крана 19 и мерной емкости 20. При этом кран 19 монтируют в линию 15 таким образом, чтобы обеспечивалась максимально возможная представительность отбираемой пробы. Если результаты анализа проб положительны, то делаются соответствующие выводы и на этом исследовании объекта прекращаются.

Если же оказалось, что размер частиц загрязнений в фильтрате превышает допустимый на всех режимах или потери жидкости слишком велики, то исследования объекта продолжают. Для чего, фильтроэлемент 7 заменяют другим, у которого размер ячейки сетки меньше. Задаются другим постоянным выходом фильтрата при меньшей скорости фильтрации и испытания повторяют до получения нужных результатов.

Для разработки очистителя результаты исследования конкретной жидкости должны содержать как минимум следующие данные:

- тип жидкости;
- максимальный размер частиц загрязнений;
- минимально допустимая продольная скорость жидкости в напорном канале;
- скорость фильтрации жидкости, имевшая место при получении минимально допустимой ее продольной скорости;
- высота выхода из напорного канала.

Результаты испытаний жидкости являются основой для выбора типа ГДО и последующей его разработки. Выбор типа очистителя сводится к оценке потерь жидкости и ее давления, габаритов и стоимости очистителя и возможностей его изготовления. Известно, что удовлетво-

рить все эти требования в полной мере в одном очистителе не возможно, поэтому оценку делают всех известных ГДО при их работе по данным, полученным после испытаний конкретной жидкости, в результате которой выбирают тип очистителя, наиболее отвечающий требованиям заказчика и возможностям поставщика. С этой целью определяют теоретические скоростные режимы жидкости в напорных каналах анализируемых ГДО при одинаковых их входной и сливной скоростях жидкости, равных значению постоянной продольной скорости жидкости, полученной после ее стендовых испытаний.

Для наглядности, если условно принять, что в результате испытаний было установлено, что минимально допустимое значение продольной скорости жидкости равно $1,0 \text{ м/с}$, то скоростные режимы жидкости четырех типов ГДО при входной и сливной скоростях $v_k=v_n=1,0 \text{ м/с}$ и выходе фильтрата $Q_o=1700 \text{ м}^3/\text{час}$ имеют вид, представленный на рисунке 2. Очевидно, что три из очистителей при этом являются неработоспособными по причине снижения допустимой продольной скорости жидкости по длине напорного канала. Восстановление их работоспособности возможно только за счет увеличения входной и сливной скоростей жидкости до значений, при которых минимальная продольная скорость в напорном канале станет равной минимально допустимой. При этом очистители будут иметь технические показатели, приведенные в таблице 1.

Таблица 1 – Технические показатели ГДО

Тип очистителя	$Q, \text{ м}^3/\text{час}$	$Q_{сл}, \%$	$v_n, \text{ м/с}$	$v_k, \text{ м/с}$	Ф/элемент		Корпус	
					$D_{ф}, \text{ м}$	$H_{ф}, \text{ м}$	$D, \text{ м}$	$H, \text{ м}$
Д	1757	3,2	1,680		2,836	0,500	3,050	1,500
Ц	1972	13,8	1,050		1,334	1,800	1,508	2,800
Ш	1863	8,8	2,830		1,444	1,390	1,735	2,735
Ц+К	1956	13,1	1,000		1,114	1,800	1,390	2,800

где Д - дисковый очиститель; Ц - очиститель с круговыми цилиндрами; Ш – шаровой очиститель; Ц+К – очиститель типа «цилиндр в конусе».

Высота всех рассматриваемых ГДО жидкости принята из условий, что они высокопроизводительны и для механизированной замены их фильтроэлементов выполнены вертикального исполнения, а их подводящие, отводящие и сливные патрубки расположены в нижней части корпуса, а их взаимное исполнение принято равным $1,0 \text{ м}$.

Из таблицы 1 видно, что из всех очистителей дисковый очиститель имеет наименьшие потери жидкости со сливом, равные всего 3,2 %, но он, кроме шарового очистителя, более затратный по давлению жидкости и имеет наибольший диаметр фильтроэлемента при самой низкой высоте корпуса. Это свидетельствует о том, что дисковые очистители могут быть рационально использованы при меньшей производительности по входу, примерно до $1000 \div 1200 \text{ м}^3/\text{час}$.

Из трех последних очистителей выделяется шаровой, имеющий меньшие потери жидкости со сливом, но довольно высокие потери давления.

По показателям очиститель с круговыми цилиндрами и очиститель типа «цилиндр в конусе» мало чем отличаются друг от друга. В данном конкретном случае они характеризуются самыми высокими потерями смывной жидкости (более 13 %). Однако в тоже время обращает на себя внимание главное преимущество очистителя типа «цилиндр в конусе», которое заключается в том, что он имеет самую высокую равномерность продольной скорости в напорном канале при самом низком ее значении. Поэтому, из двух сравниваемых, он будет более эффективным не только при очистке жидкости от твердых загрязнений, но и при фракционном разделении суспензий.

Кроме того, следует отметить, что первые три очистителя отличаются более высокой гибкостью по выбору жидкости с более крупными по размеру частицами загрязнений. Но наличие двух напорных каналов в очистителе с круговыми цилиндрами, делает его в этом плане менее конкурентным, что видно из завышенных потерь смывной жидкости на регенерацию фильтроэлемента примерно в $1,6 \div 4,3$ раза выше в сравнении с дисковым и шаровым очистителями. Но если учесть возможности усовершенствования ГДО типа «цилиндр в конусе», изложенные в работе [7], то и он доступен к очистке жидкости с крупными загрязнениями и его преимущества над другими ГДО становятся неоспоримыми.

По мнению разработчиков ГДО информация для их разработки, получаемая с помощью предложенного испытательного стенда, будет более достоверной и полной, что обеспечит более эффективную и надежную работу гидродинамических очистителей.

Результаты данной работы будут полезны инженерно-техническим работникам предприятий и проектных организаций, студентам учебных заведений и другим заинтересованным лицам.

Библиографический список

1. Промышленное применение мембранных процессов [Электронный ресурс] / Режим доступа : [http:// www.membrane.msk. ru/books/?id_b=13](http://www.membrane.msk.ru/books/?id_b=13).

2. ООО ПКП «Вектор». Описание и внедрение гидродинамических фильтров «цилиндр в цилиндре» [Электронный ресурс] / Режим доступа : [http:// www.pkpvector.ru/product/info.php](http://www.pkpvector.ru/product/info.php).

3. Пат. 54061 Україна, МПК⁹ B01D37/00, 61/14. Спосіб розділення рідини на фільтрат і концентрат / Чебан В.Г. ; заявник і патентовласник ДонДТУ. – №и201004969 ; заявл. 26.04.10 ; опубл. 25.10.10. Бюл. № 20. – 4с.

4. Финкельштейн З.Л. Опыт применения фильтров сверхвысокой производительности для очистки промышленных стоков / З.Л. Финкельштейн, Л.З. Финкельштейн // Вестник МАНЭБ. Т. 8, № 5 (65). – С–Пб, 2003. – С. 94-97.

5.Чебан В.Г. Преимущества, недостатки и перспективы самоочищающихся очистителей жидкости // Сборник научных трудов ДонГТУ. - Вып. 30. – Алчевск: ДонГТУ, 2010. – С.177-183.

6. Пат. 4427547 США, B01D25/02, 1984. [Электронный ресурс] / Режим доступа : [http:// www.google.com/patents](http://www.google.com/patents).

7. Пат. 54092 Україна, МПК⁹ B01D29/00, 35/30.Гідродинамічний фільтр / Чебан В.Г. ; заявник і патентовласник ДонДТУ. – №и201005308 ; заявл. 30.04.10 ; опубл. 25.10.10. Бюл. № 20. – 5с.

Рекомендована к печати д.т.н., проф. Новохатским А.М.

*к.т.н. Боровик П.В.,
Петров П.А.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина, borovikpv@mail.ru)*

ОСОБЕННОСТИ ПРОЦЕССА ХОЛОДНОЙ РЕЗКИ КВАДРАТНОЙ ЗАГОТОВКИ НА СОРТОВЫХ НОЖНИЦАХ

В статті проведені сумісні теоретичні і експериментальні дослідження особливостей процесу поперечного розділення заготовок квадратного перетину в холодному стані паралельними і фасонними ножами.

Ключові слова: *ножиці, сила різання, відносне заглиблення до сколу.*

В статье проведены совместные теоретические и экспериментальные исследования особенностей процесса поперечного разделения заготовок квадратного сечения в холодном состоянии параллельными и фасонными ножами.

Ключевые слова: *ножницы, сила резки, относительное внедрение до скола.*

Основным исходным технологическим параметром, определяющим выбор конструкции и привода ножниц, является усилие резки. Именно этот параметр является определяющим при выборе режимов резки и производительности ножниц, от него на прямую зависит металлоемкость конструкции и надежность оборудования.

С точки зрения инженерных расчетов, применяемых для определения максимальной силы резки, наименее трудоемкими являются хорошо известные методики А.И. Целикова, В.В. Носаля и А.А. Королева [1, 2]. Данные методики базируются на экспериментальных данных резки параллельными ножами и при переходе к профилям более сложного сечения предполагают пересчет по эквивалентной площади разрезаемого сечения.

Очевидно, что площади сечений заготовки в одном и другом случае одинаковы, но характер изменения усилия за цикл резки и его максимальное значение, полученные экспериментально, не будут идентичными, что требует дополнительного уточнения.

Уточнение методов расчета для горячей резки было сделано в работе [3], где фактическое сопротивление резке представлено величиной, зависящей не только от механических свойств и температуры материала, но и от скорости деформации, процентного содержания определен-

ных химических элементов в стали и конструктивных факторов (например, формы ножа и угла раскрытия режущих кромок).

В работе [4] был выполнен анализ энергосиловых параметров процесса разделения на ножницах круглых сортовых профилей в горячем состоянии и предложена методика расчета, которая хорошо согласуется с экспериментальными данными.

Очевидно, что существует необходимость дальнейшего развития и уточнения методов расчета энергосиловых параметров процесса резки сортовых профилей, как в горячем, так и в холодном состоянии.

В качестве цели данной работы ставилась задача исследовать особенности процесса поперечного разделения заготовок квадратного сечения в холодном состоянии параллельными и фасонными ножами.

Для достижения указанной цели проводили совместные теоретические и экспериментальные исследования на примере алюминиевого сплава АА6063.

В основу теоретических исследований была положена методика, предложенная в работе [4].

Применительно к резке квадратной заготовки параллельными ножами (рис. 1а), сила резки определяется выражением:

$$P(\varepsilon) = \tau_{\max} \left(\frac{\varepsilon}{\varepsilon_n} \right)^{\alpha_\tau} \cdot h_\varepsilon \cdot H = \tau_{\max} \left(\frac{\varepsilon}{\varepsilon_n} \right)^{\alpha_\tau} (1 - \varepsilon) \cdot H^2, \quad (1)$$

где τ_{\max} – максимальное сопротивление срезу;

ε – относительное внедрение ножей в заготовку;

ε_n – относительное внедрение ножей до скола;

α_τ – степенной показатель, характеризующий форму распределения сопротивлений срезу;

H , h_ε – соответственно, исходная высота сечения и высота сечения при относительном внедрении ножей ε .

Для фасонных ножей (рис. 1б) зависимость силы резки от относительного внедрения по диагонали квадрата имеет следующий вид:

$$P(\varepsilon) = 2\sqrt{2}H \int_0^{x_k} \tau_{\max x} \left(\frac{\varepsilon_x}{\varepsilon_{n_x}} \right)^{\alpha_\tau} \left(1 - \frac{\sqrt{2}x}{H} - \varepsilon_x \right) dx, \quad (2)$$

где $\tau_{\max x}$ – максимальное сопротивление срезу для сечения, расположенного на удалении x от оси заготовки;

ε_x – относительное внедрение ножей в заготовку для сечения, расположенного на удалении x от оси заготовки;

ε_{H_x} – относительное внедрение ножей до скола для сечения, расположенного на удалении x от оси заготовки;

x_k – координата, где нарушается сплошность разрезаемого сечения, при суммарном смещении ножей на величину y :

$$x_k = (\sqrt{2}H \cdot \varepsilon_{H_x} - y) / 2\varepsilon_{H_x}. \quad (3)$$

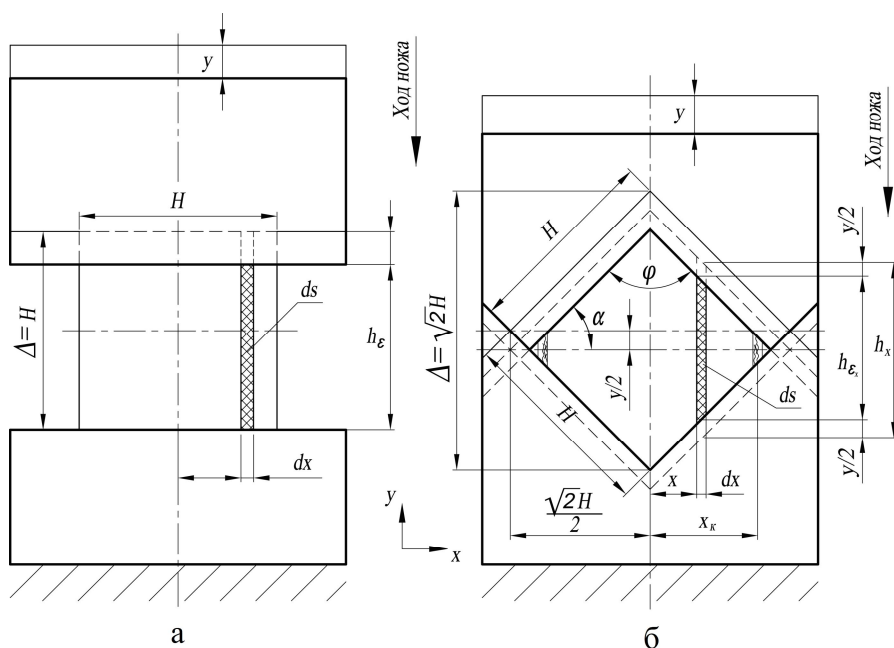


Рисунок 1 – К определению силы резки квадратной заготовки параллельными (а) и фасонными (б) ножами

В работе [5] рекомендуется при расчете процесса резки, для большой группы углеродистых и легированных сталей, использовать аналитически представленные эмпирические зависимости показателя относительного внедрения до скола в виде степенных полиномов для трех диапазонов толщин разрезаемых листов

$$0,0 < h \leq 0,48, \quad 0,48 < h \leq 5,0 \quad \text{и} \quad 5,0 < h \leq 12,0 \text{ мм,}$$

в функции толщины разрезаемого листа.

Учитывая данные работы [5], логично было предположить, что при резке, особенно в холодном состоянии, фасонных профилей, имеющих переменное сечение, относительное внедрение до скола также будет различным в зависимости от исходной высоты. С целью подтверждения данного факта и уточнения значения ε_H , была произведена резка

квадратной заготовки размерами 10x10 мм параллельными и фасонными ножами, на лабораторном оборудовании кафедры “Машины металлургического комплекса и прикладная механика” ДонГТУ – на ножницах с подвижным нижним ножом; для чего в суппортах были установлены специально спрофилированные открытые ножи. Ножницы оборудованы винтовым прижимом. Скорость движения суппорта 30 мм/с.

На (рис. 2) представлены характерные изображения сечений, полученные после порезки квадратных заготовок параллельными ножами и фасонными (по диагонали). Как можно видеть из представленных изображений, в поперечном сечении можно выделить две зоны: первая – вмятие (затемненная зона на фото среза) и скол (более светлая часть). Причем, как видно из рисунка 2б, величина вмятия ножей в металл при изменении исходной высоты сечения является величиной переменной.

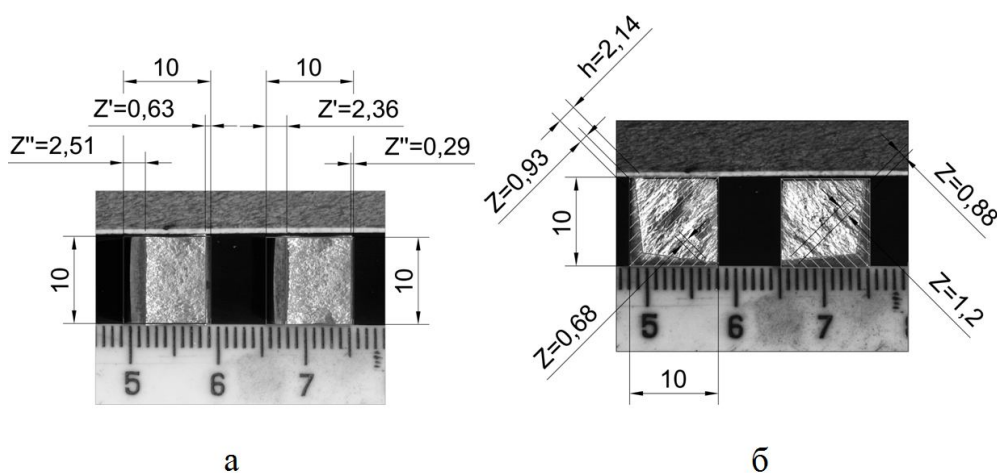


Рисунок 2 – Изображения сечений заготовок (квадрат 10x10мм) после порезки параллельными (а) ножами (развернутые на 90°) и фасонными (б) ножами с указанием абсолютной величины вмятия $z = z' + z''$

Для определения относительной величины внедрения до скола на изображения (рис. 2б) были нанесены параллельные линии с шагом разбиения 1 мм, что позволило определить абсолютную величину вмятия z , а затем величину относительного вмятия $\varepsilon_g(h)$ при различных значениях исходной высоты сечения (рис. 3).

Анализ зависимости относительного вмятия $\varepsilon_g(h)$ представленной на рисунке 3 и осциллограмм, характеризующих зависимость силы резки от относительного внедрения ножей в металл, показал, что относительное внедрение до скола ε_n^{**} (характерные точки, соответствующие окончанию резки квадратной заготовки со стороной 10 мм при

резке параллельными и фасонными ножами) несколько больше относительно вмятия.

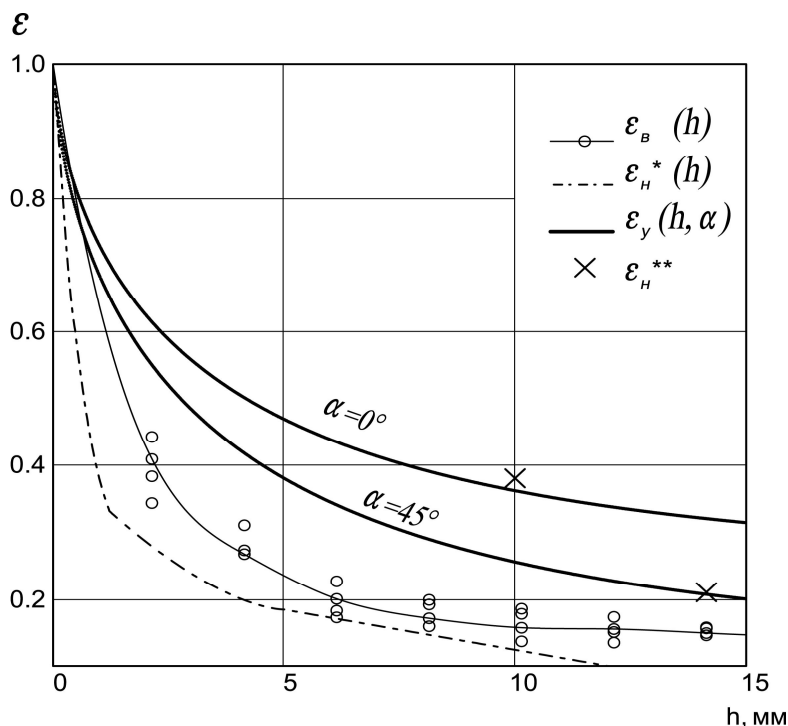


Рисунок 3 – Кривые относительного внедрения ножей в металл: $\varepsilon_B(h)$ – зависимость относительного вмятия от толщины сечения h , по результатам измерений (см. рис. 2б); $\varepsilon_n^*(h)$ – по данным работы [5]; ε_n^{**} – максимальные значения ε_n , полученные по осциллограммам сил резки (рис. 4,5); $\varepsilon_y(h, \alpha)$ – предлагаемая зависимость для ε_n , учитывающая изменение толщины заготовки h и значение половины угла между режущими кромками ножей α (см. рис. 1б)

В результате обработки полученных данных, была предложена следующая зависимость:

$$\varepsilon_{n_x} = 1 - \frac{1 - e^{-A \left(\frac{h}{h_{\max}} \right)^{0,625}}}{1 - e^{-A}} \cdot \left(1 - \varepsilon_n (\cos \alpha)^2 \right), \quad (4)$$

где A – эмпирический коэффициент, который определяется свойствами разрезаемого материала;

h – текущая, отсчитываемая от оси к периферии сечения, толщина заготовки;

h_{\max} – толщина заготовки, при которой значения относительного внедрения до скола асимптотически приближаются к своему минимуму;

α – половина угла между режущими кромками ножей (см. рис. 1б), что при резке квадрата параллельными ножами составляет $\alpha = 0^\circ$, а фасонными – $\alpha = 45^\circ$.

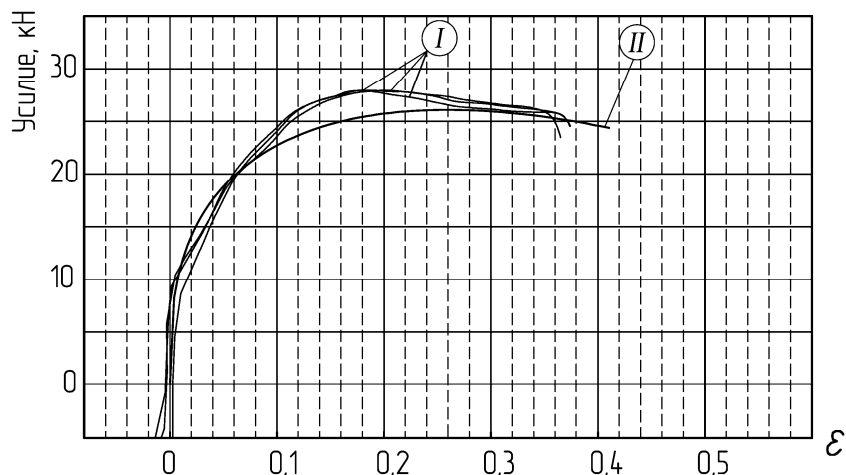


Рисунок 4 – Осциллограммы *I* и теоретические зависимости *II* силы резки параллельными ножами квадратной заготовки сечением 10x10мм

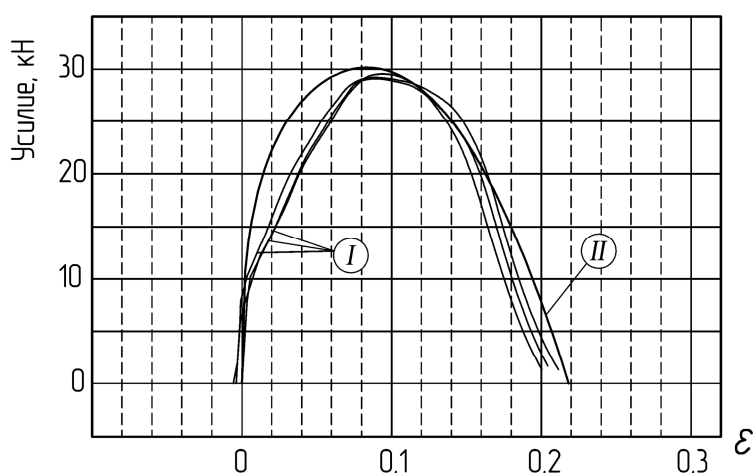


Рисунок 5 – Осциллограммы *I* и теоретические зависимости *II* силы резки фасонными ножами квадратной заготовки сечением 10x10мм по диагонали

Для контроля основных силовых параметров, была собрана измерительная система, включающая тензорезисторный преобразователь и усилитель. Месдоза представляла собой динамометрический датчик по краям которого с обоих торцов были наклеены тензодатчики. Для тарировки месдозы применялся эталонный динамометр. Для on-line регистрации сиг-

налов использовался компьютер с установленным в него многоканальным аналого–цифровым преобразователем (АЦП) фирмы L–CARD.

В результате были получены осциллограммы силы резки от относительного внедрения ножей в металл для параллельных (см. рис. 4) и фасонных (см. рис. 5) ножей, на которые были наложены теоретические зависимости. Как можно видеть, теоретические и экспериментальные зависимости имеют высокую степень сходимости.

По результатам работы можно сделать следующие выводы:

– величина внедрения ножей в металл является величиной переменной и зависит от исходной высоты разрезаемого сечения и половины угла между режущими кромками ножей;

– предложенные теоретические зависимости силы резки дают высокую степень сходимости с экспериментальными данными;

– предложенная методика расчета позволяет уточнить величину максимальной силы резки и расширить представление о разделительных операциях при резке заготовок в холодном состоянии.

Результаты работы могут быть использованы при расчете энергосиловых параметров процесса холодной резки, а также при дальнейших исследованиях разделительных операций фасонных профилей на ножницах.

Библиографический список

1. Целиков А. И. Прокатные станы : учебник для вузов / А. И. Целиков, В. В. Смирнов. – М. : Металлургиздат, 1958. – 432 с.

2. Королев А. А. Конструкция и расчет машин и механизмов прокатных станов / А. А. Королев. – М. : Металлургия, 1985. – 375 с.

3. Иванченко Ф.К. Розрахунок машин і механізмів прокатних цехів. навч. посіб. / Ф.К. Иванченко, В.М. Гребеник, В.І. Ширяєв. – К.: Вища шк., 1995. – 455с.: іл.

4. Математическое моделирование энергосиловых параметров процесса поперечной резки круглых сортовых профилей / П.А. Петров, С.М. Стриченко, И. И. Бойко, А. А. Сытник // Обработка материалов давлением: сборник научных трудов. – Краматорск: ДГМА, 2012. – №1 (30). – 320 с. – (С. 227–232).

5. Нотченко В.Д. К расчету энергосиловых параметров процесса резания листового металлопроката / В. Д. Нотченко, В. А. Сатонин, А.Н. Бойденко // Изв. вузов. Черная металлургия. – 1999. – №6. – С. 78.

Рекомендована к печати к.т.н., проф. Ульяницким В.Н.

*к.т.н. Кучма С.М.,
Стародубов С.Ю.
(ДонДТУ, м. Алчевськ, Україна)*

ОСОБЛИВОСТІ ГАРЯЧЕДЕФОРМОВАНОГО СТАНУ ЕЛІНВАРУ 45НХТВЮ

Наведено результати досліджень структурного стану гарячедеформованого сплаву 45НХТВЮ. З'ясовано, що механізм формування структури сплаву у вихідному стані характеризується розпадом пересиченого твердого розчину за змішаною кінетикою з утворенням високооднорідної дрібнозернистої структури.

***Ключові слова:** елінвар, твердий розчин, гарячедеформований сплав, структура.*

Приведены результаты исследований структурного состояния горячедеформированного сплава 45НХТВЮ. Выяснено, что механизм формирования структуры сплава в исходном состоянии характеризуется распадом пересыщенного твердого раствора по смешанной кинетике с образованием высокооднородной мелкозернистой структуры.

***Ключевые слова:** элинвар, твердый раствор, горячедеформированный сплав, структура.*

1. Вступ

Характерною рисою сучасного машинобудування є постійне зростання попиту на матеріали зі спеціальними фізичними властивостями, зокрема елінвари. Зазначені сплави характеризуються специфічним комплексом термопружних та механічних властивостей: високою добротністю в поєднанні з близьким до нуля температурним коефіцієнтом частоти (ТКЧ) або температурним коефіцієнтом модуля пружності (ТКМП). Вони широко використовуються в сучасній електроніці та приладобудуванні для виготовлення чуттєво-пружних елементів, які працюють в широкому кліматичному інтервалі температур, зокрема резонаторів електромеханічних фільтрів.

Комплекс термопружних властивостей елінварів формується в процесі термічної обробки, пошук оптимальних технологічних схем якої триває і досі [1]. Поряд з цим, перспективним напрямком вдосконалення технології елінварів є оптимізація хімічного складу, наслідком чого є поява нових дисперсійно-твердіючих елінварів з поліпшеним

комплексом властивостей. Так на основі елінвару 44НХМТ було розроблено новий елінвар 45НХТВЮ з підвищеною добротністю [2].

Оскільки новий сплав розроблявся на основі дисперсійно-твердіючого елінвару залізоникелевої композиції 44НХМТ, то для його виготовлення застосовувалася та ж сама технологічна схема, що і для елінвару 44НХМТ [1]. Тому в якості вихідної заготовки для виготовлення резонаторів електромеханічних фільтрів та інших пружно-чуттєвих елементів використовувався дріт $\varnothing 4,5$ мм.

Використання в якості вихідного матеріалу гарячедеформованих заготовок у вигляді круглого сортового прокату обумовлює необхідність враховувати той факт, що формування структури та отримання необхідних термопружних властивостей елінвару після термомеханічної обробки будуть в значній мірі визначатися як технологією проведення загартування, так і успадкуванням структурних особливостей гарячедеформованого стану, тобто стану постачання.

2. Постановка задачі

Відомо, що вихідна структура гарячекатаної заготовки дисперсійно-твердіючих елінварів композиції Fe–Ni–Cr малого перерізу (в першу чергу зеренна будова) здатна чинити суттєвий вплив на формування термопружних властивостей сплаву, а, отже, і на властивості виробів з нього (резонаторів електромеханічних фільтрів) при подальшій термомеханічній обробці. Тому детальний аналіз структури гарячекатаної заготовки має важливе і досить самостійне значення в загальному циклі вивчення розробленого дисперсійно-твердіючого елінвару 45НХТВЮ.

3. Методики дослідження

Мікроструктурні дослідження проводилися на оптичних мікроскопах МИМ-7 та «Neophot-21».

Електронно-мікроскопічні дослідження структури проводили на просвічувальному електронному мікроскопі JEV-120 при напруженні прискорення 100 кВ з використанням методу тонких фольг.

Металографічний аналіз використовувався також для кількісного оцінювання структури сплаву – розміру дійсного зерна та об'ємної частки продуктів переривчастого розпаду.

4. Результати досліджень

В рамках дослідження було вивчено мікроструктуру гарячекатаних зразків. На рисунках 1 та 2 наведено мікрофотографії, отримані за допомогою оптичної та електронної мікроскопії. На металографічних фотографіях (рис. 1) виразно видно полідричні зерна аустеніту. При цьому границі містять виділення надлишкової фази, які формують практично замкнену сітку. Середній розмір зерна становить приблизно 15 мкм. Зерна характеризуються виразною однорідністю за розміром – від-

повідно до виконаних кількісних оцінок величина надійного інтервалу для рівня значимості $\alpha = 0,05$ становить 1,7 мкм. При більшому збільшенні на окремих ділянках можна спостерігати границі пилоподібної зубчастої форми (рис. 2). Про можливість існування таких за формою границь зерен в елінварах відомо з роботи [3]. Водночас відомо з [4], що подібна форма границь зазвичай розглядається як структурна ознака проведення високотемпературної термомеханічної обробки сплаву.

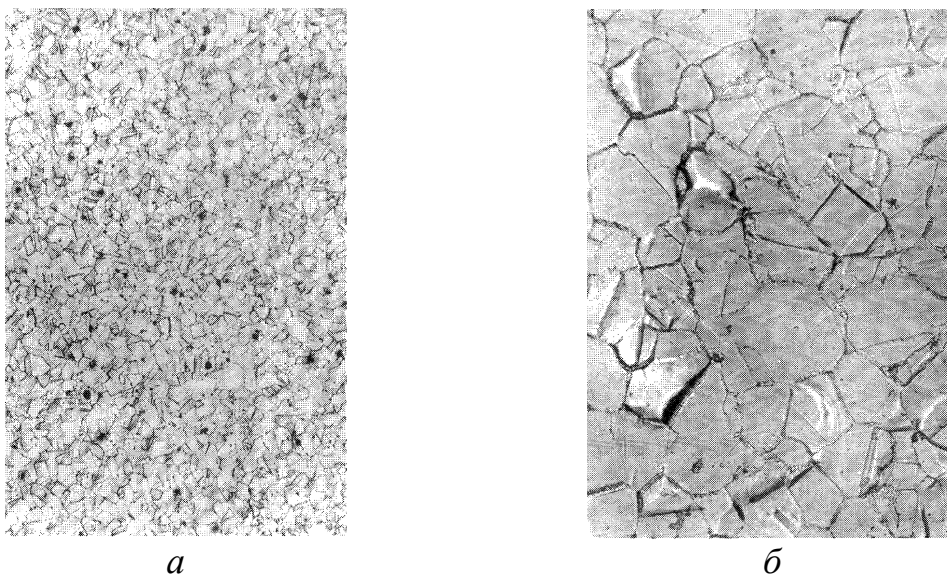


Рисунок 1 – Мікроструктура сплаву 45НХТВЮ в горячедеформованому стані: а – $\times 100$; б – $\times 400$

Границі, які містять виділення, можна ідентифікувати як ділянки матричного твердого розчину, які частково зазнали розпаду за переривчастим механізмом та мають характерну перлітоподібну будову (рис. 2). Кількісна оцінка частки розчину, який зазнав такого перетворення, становить біля 8%. Проте електронно-мікроскопічне спостерігання тонких фольг свідчить також про наявність окремих ділянок матричної γ -фази, які мають характерну будову продуктів безперервного розпаду з виділеннями сферичної форми (рис. 2).

Крім того, спостерігаються обсяги аустеніту, відносно вільні від виділень. При цьому вказані ділянки γ -фази зберігають полігонізовану структуру з підвищеною щільністю дислокацій (рис. 2, г, д).

Результати, наведені в роботі [5], та проведені дослідження показали, що основною фазою виділення в сплаві 45НХТВЮ є ізоморфна метастабільна інтерметалідна γ' -фаза типу $\text{Ni}_3(\text{Ti}, \text{Al})$ з ГЦК решіткою. Ідентифікувати дану фазу ні рентгеноструктурним аналізом, ні мікрорентгеноструктурним методом в гарячекатаному стані не можливо через відносно малу її об'ємну частку, а також внаслідок високої дисперсності

виділень (діаметр зонда суттєво перевищує розмір часток). Надійно ідентифікувати надлишкову фазу вдалося лише мікродифракційним аналізом тонких фольг [5].

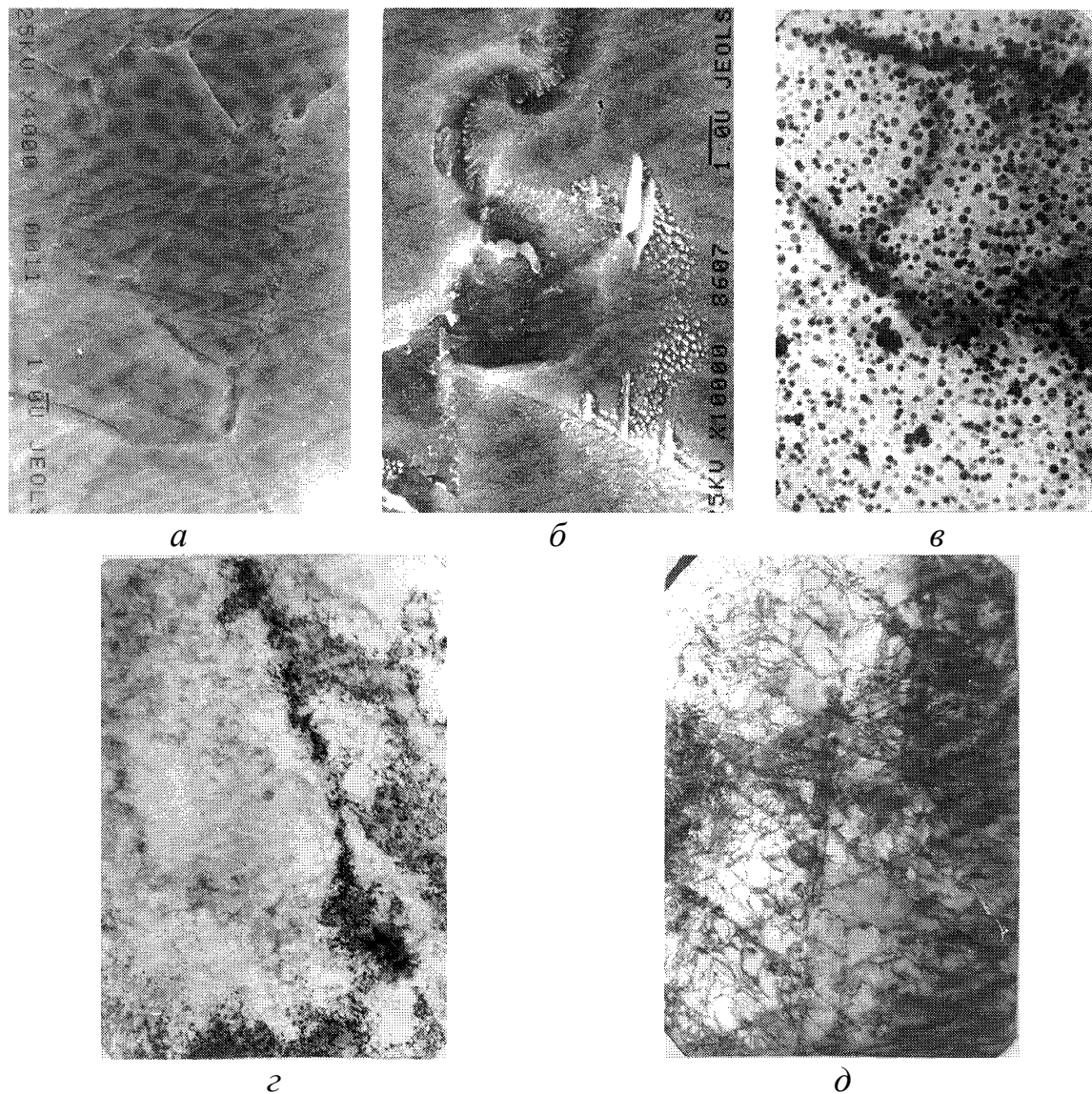


Рисунок 2 - Тонка структура гарячекатаного сплаву 45НХТВЮ:
а – $\times 4\ 000$; б – $\times 10\ 000$; в – $\times 22\ 000$; г, д – $45\ 000$

В гарячекатаному сплаві зафіксовано можливість присутності ще однієї інтерметалідної фази – стабільної η -фази з ГПУ-решіткою (рис. 3). Растровою електронною мікроскопією та мікрозондовим аналізом η -фаза виявляється достатньо надійно. Присутність цієї фази насамперед обумовлено розвитком процесу кристалізації та в меншому ступені є результатом виділення з твердого розчину в процесі його розпаду. Про це свідчить дендритноподібна форма часток, а також їх значні розміри.

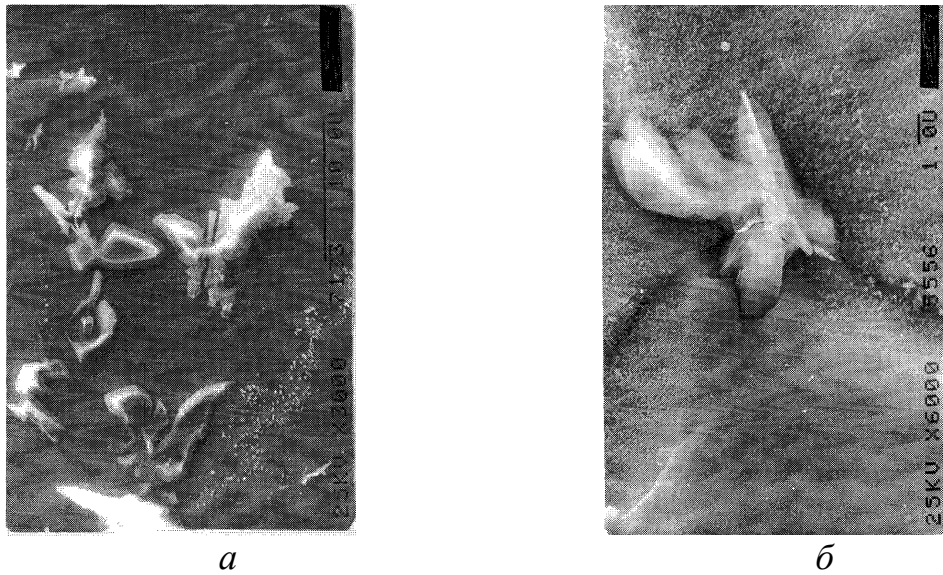


Рисунок 3 – Інтерметаллідна η -фаза в гарячекатаному сплаві 45НХТВЮ (у вихідному стані): а – $\times 3\ 000$; б – $\times 6\ 000$

Як було відзначено, структура гарячекатаного сплаву 45НХТВЮ може характеризуватися звивистістю границь поряд із звичайними, рівними границями. Така особливість спостерігалась і в інших сплавах даного типу, наприклад 36НХТЮ [6]. Вважається [3], що переривчастий розпад в основному відбувається на звивистих границях зерен. Подібна видима форма границь обумовлена наявністю включень, які стримують ріст комірок вздовж границі. Відзначається також [3], що всередині звивин границь зерен може відбуватися розпад вже в процесі загартування. Враховуючи вищенаведене, наявність таких зламаних границь в досліджуваному елінварі допустимо розглядати як свідчення часткового перетворення матричного γ -твердого розчину за типом переривчастої реакції в умовах охолодження з температур гарячої деформації.

Разом з тим зубчастість границь є також характерною ознакою ВТМО, коли ініційована динамічна рекристалізація приводить до локальної міграції окремих ділянок висококутової границі, тобто до утворення виступів («язиків») [7].

При цьому центри динамічної рекристалізації відрізняються меншою структурною досконалістю порівняно з новими зернами, які утворюються при звичайній статичній рекристалізації. Це пояснюється тим, що вони мають більшу щільність дислокацій за рахунок їх розмноження в процесі триваючого пластичного деформування.

Поряд з цим наявні ділянки матричного твердого розчину, структура яких зберігає ознаки динамічної полігонізації, що відбулася (рис. 2, б,в).

Таким чином, загальна особливість гарячедеформованого стану може бути охарактеризована у вигляді дрібнозернистої структури з виразно вираженою гетерогенністю, яка проявляється не лише в наявності часток виділення, але і в підвищеній дефектності матричного розчину внаслідок динамічної полігонізації та рекристалізації, що відбулися.

Аналізуючи дані зі структур гарячедеформованих зразків елінвару можна зробити висновок, що після гарячого деформування фіксується нерівноважна структура. Це підтверджується наявністю сітки виділень надлишкової фази по границях зерен.

5. Висновки

1. Гарячекатана заготованка сплаву 45НХТВЮ у вихідному стані відрізняється наявністю матричного γ -твердого розчину, який має частки надлишкової γ' -фази типу $\text{Ni}_3(\text{Ti,Al})$, яка утворилася за змішаною кінетикою розпаду.

2. Переважною фазою виділення є ізоморфна γ' -фаза, яка характеризується сферичною морфологією в області безперервного розпаду та стрижнеподібну форму в комірках переривчастого розпаду. Поряд з цим вдається зафіксувати окремі крупні виділення, які відносяться до стабільної η -фази. Їх поява обумовлена, скоріш за все, розвитком процесу кристалізації.

3. У вихідному стані гарячекатаний елінвар зберігає порівняно дрібне зерно (не більше 20 мкм) та відрізняється високою однорідністю.

Бібліографічний список

1. Кучма С.Н. Улучшение комплекса свойств элинварного сплава 44НХМТ методом комбинированной деформационно-термической обработки: Дис.: канд. тех. наук: 05.02.01: защищена 18.05.2010: утв. 10.10.2010 / Кучма Светлана Николаевна; ХНАДУ (ХАДИ). – Харьков, 2010.

2. Кучма С.Н. Анализ влияния легирующих элементов на специальные термоупругие свойства элинваров // С.Н. Кучма, С.Ю. Стародубов / Сборник научных трудов Донбасского государственного технического университета. - Вып. 33. – Алчевск: ДонГТУ, 2011. – С.180 – 188.

3. Скаков Ю.А. О механизме зарождения ячеек приграничного распада пересыщенных твёрдых растворов с образованием изоморфных фаз / Ю.А. Скаков, К.В. Варли, Г.С. Маловзоров // Известия АН СССР. Сер. Физическая, 1970, т.34, №7. – С.1570–1573.

4. Полухин П.И. Физические основы пластической деформации / П.И. Полухин и др. – М.: Металлургия, 1982. – 584 с.

5. Стрижак В.А. Оптимизация структуры и свойств крупносортового элинвара и поверхностного слоя резонатора – основа техноло-

гии серийного производства монолитных упруго-чувствительных элементов ВЧ-датчиков: Дис. докт. техн. наук. – Свердловск: 1988.

6. Горелик С.С. Рентгенографический и электронно-оптический анализ / С.С. Горелик и др. – М.: Металлургия, 1970. – 256 с.

7. Новиков И.И. Теория термообработки металлов / И.И. Новиков. – М.: Металлургия, 1986. – 480 с.

Рекомендовано до друку к.т.н., проф. Ульяницьким В.М.

*Проценко М.Ю.,
к.т.н. Куберский С.В.,
к.т.н. Эссельбах С.Б.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина).*

ТЕОРЕТИЧЕСКАЯ И ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНАЯ ОЦЕНКА БАЛАНСА КОМПОНЕНТОВ ПРИ ОБРАБОТКЕ МЕТАЛЛА МЕТОДОМ ДУГОВОГО ГЛУБИННОГО ВОССТАНОВЛЕНИЯ

В роботі виконано аналіз матеріального балансу процесу обробки розплаву методом дугового глибинного відновлення марганцю і кремнію з шлаку виробництва силікомарганцю і отримана хороша збіжність розрахункових і експериментальних даних.

***Ключові слова:** дугове глибинне відновлення, рудна суміш, баланс обробки, шлак силікомарганцю, ступінь відновлення.*

В работе выполнен анализ материального баланса процесса обработки расплава методом дугового глубинного восстановления марганца и кремния из шлака производства силикомарганца и получена хорошая сходимость расчетных и экспериментальных данных.

***Ключевые слова:** дуговое глубинное восстановление, рудная смесь, баланс обработки, шлак силикомарганца, степень восстановления.*

В последние годы отмечается значительный спрос на средне- и высоколегированные стали повышенного качества, что является предпосылкой к увеличению потребностей в ферросплавах и лигатурах, а также их стоимости.

Значительное влияние на себестоимость ферросплавов оказывают потери базовых элементов при традиционных схемах переработки рудного сырья и последующей обработке металлических расплавов. При раскислении и легировании стали марганцем с использованием ферромарганца сквозное извлечение его из оксидной марганецсодержащей руды не превышает 50 % от общего количества легирующего элемента, содержащегося в руде. Основная часть потерь, согласно данным работы [1] имеет место при выплавке марганецсодержащего сплава. Часть марганца возвращается в ферросплавное производство при использовании шлаков в качестве шихты или применения шлака непосредственно в сталеплавильном производстве для прямого легирования и частичной

замены ферросплавов. Но даже с учетом этих факторов потери марганца снижаются незначительно и составляют по данным работы [2] 57-67 %.

При производстве силикомарганца сквозные потери марганца и кремния составляют ~45-50 % и ~70-80 % соответственно. Переработка силикомарганцевого шлака по схемам, отмеченным выше невозможна ввиду присутствия марганца и кремния в нем в виде силикатов. Анализ калькуляции себестоимости производства марганцевых сплавов показывает, что расходы на шихтовые материалы составляют 27-48 % всех затрат, поэтому особое внимание необходимо уделить рациональному использованию шихты и снижению потерь базовых элементов со шлаком, а также в результате испарения [3].

Одной из наиболее актуальных проблем современной металлургии является поиск альтернативных традиционным шихтовым материалам и разработка новых технологических приемов, позволяющих эффективно использовать их при производстве железоуглеродистых сплавов. Технология дугового глубинного извлечения полезных элементов из вторичных материалов и отходов непосредственно в металлический расплав появилась в металлургии довольно недавно и, в настоящее время, является актуальным направлением научных исследований [4, 5]. Конкуренентоспособность предложенного способа рафинирования и раскисления-легирования расплавов, в первую очередь, обусловлена снижением расходов на шихтовые материалы и энергоресурсы, а также увеличением сквозного извлечения примесей из материалов, содержащих их оксиды.

Для повышения эффективности технологии обработки расплавов методом ДГВ важным является разработка и описание механизма восстановления примесей и их распределения между контактирующими фазами.

Поэтому основной целью данной работы был комплексный анализ баланса элементов металла и компонентов шлака при переработке различных материалов методом ДГВ для легирования чугуна и стали полезными элементами.

В настоящих исследованиях при реализации процесса ДГВ марганца и кремния из металлургических отходов в жидкий расплав было проведено 5 опытных плавов. На опытных плавках использовался наиболее распространенный, доступный и дешевый карботермический метод восстановления элементов с применением в качестве восстановителя боя графитовых электродов. В качестве основного сырья в рудно-восстановительной смеси блоков использовали шлак и шлам сухой газоочистки от производства силикомарганца, а также передельный шлак. Рудно-восстановительный блок включает в себя комбинированный электрод, вокруг которого набивается рудно-восстановительная смесь в

специальной форме. Комбинированные электроды представляют собой стальную трубку диаметром 18×2,5 мм внутри набитую электродной смесью, состоящей из 87,5 % молотого графита и 12,5 % балластной добавки в виде магнезита.

Для повышения основности рудно-восстановительной смеси до 1,1-1,44 в нее добавляли негашеную известь и доломит. Кроме того, доломит использовали при изготовлении блока № 1 для обеспечения содержания MgO в составе рудно-восстановительной смеси на уровне 10 %. Технология изготовления дуговых блоков подробно описана в работе [4]. Химический состав шихтовых материалов для изготовления рудно-восстановительных блоков и шлака представлен в таблице 1, а состав рудно-восстановительной смеси до и после коксования в таблице 2.

Экспериментальные рудно-восстановительные блоки № 2-5 имели диаметр 50 мм, а блок № 1 – 60 мм. Обработку металлического расплава проводили в индукционной печи ИСТ-0,6. В качестве шихты использовали стальной и чугунный лом, который предварительно взвешивали на электронных весах с погрешностью ±5 г. Пробы металла и шлака взвешивали на электронных весах с погрешностью ±1 г.

После расплавления шихты и нагрева чугуна до температуры ~1500 °С, а стали до ~1650 °С, с поверхности расплава удаляли часть шлака, производили отбор пробы металла и измеряли температуру с помощью платина-платинородиевой термопары погружения, спай, которой был помещен в защитный кварцевый колпачок. При погружении термопары в жидкий расплава контролировали величину возникшей ЭДС на милливольтметре типа М2020 класс точности 0,2 и по градуированной таблице определяли температуру расплава. Для отбора пробы металла использовали специально изготовленную пробницу, в которую металл заливали ложкой. В пробнице формировалась проба диаметром 30 мм и высотой ~15 мм, которую потом отправляли в лабораторию на анализ. Химический анализ проб производился на спектрометре серии ARL 9900, относительное стандартное отклонение которого составляет 0,01 – 0,001. Масса отобранных проб составляла 115-245 г.

Сила тока при обработке расплава блоками № 2-5 составляла 250 А, а для блока №1 350 А, которая фиксировалась амперметром, установленным на щитке прибора ТИР-630.

Для дугового глубинного легирования металла марганцем и кремнием в него погружали графитовый электрод и с помощью специального кронштейна, где уже был закреплен опытный рудно-восстановительный блок, производили обработку. Блоки № 1 и 2 использовали для обработки чугуна, а № 3-5 стали.

Таблица 1 – Химический состав шихтовых материалов и конечных продуктов обработки

Материал	№ блока	Содержание компонентов, %							
		CaO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	MgO	MnO	P ₂ O ₅	S	Прочие
Шлак МнС	1	12,3	43,5	10,3	4,7	27,8	-	-	1,4
	2	15,7	48,0	13,1	4,8	15,2	0,1	1,9	1,2
	5	15,5	49,3	12,6	4,7	14,5	-	0,72	2,68
Шлам МнС	3	2,50	34,8	1,8	-	54,8	0,06	-	6,04
Передельный шлак	4	14,4	35,9	7,8	3,9	33,1	0,03	0,59	4,28
Шлак перед обработкой	1	23,0	35,3	14,2	4,3	11,7	0,031	0,650	10,819
	2	36,3	40,2	9,5	8,4	5,2	0,114	0,133	0,152
	3	18,5	30,4	13,8	26,2	3,5	0,017	0,820	6,763
Шлак после обработки	1	16,7	39,1	9,6	5,5	13,1	0,026	0,530	15,444
	2	46,5	27,8	12,8	4,9	3,5	0,017	0,820	3,663
	3	21,2	32,3	8,9	23,6	7,0	0,100	0,100	6,800
	4	22,0	31,2	12,8	24,8	3,6	-	0,30	5,30
	5	22,3	25,9	15,5	26,3	2,0	-	1,3	6,7
Доломит	1	53,0	3,3	1,7	36,4	-	-	-	5,6
Известь	2-5	95,0	1,0	-	1,0	-	-	-	3,0
Зола кокса ¹⁾	3-5	5,0	48,7	25,0	1,0		0,300		20,0
Магнезит	1-5	4,7	3,5	-	87,9				3,9
Жидкое стекло	1	0,2	36,7	0,3	-	-	-	0,15	62,65 ²⁾
Футеровка кварцитовая	1	-	96,0	-	-	-	-	-	4,0
Футеровка хромомагнезитовая	2-5	2,0	8,0	4,0	45,0	-	-	-	41,0 ²⁾

¹⁾ – в коксе содержится ~10 % золы;

²⁾ – в том числе жидкое стекло содержит 8,8 % Na₂O и влагу, а в футеровка 30,0 % Cr₂O₃.

Таблица 2 – Состав опытных рудно-восстановительных блоков

№ блока	Состав шихты	Содержится, %		Масса расплава, кг
		до коксования	после коксования*	
1	шлак МнС	51,8	54,0	29,400
	доломит	19,2	20,0	
	графит	21,0	22,0	
	жидкое стекло	4,0	4,0	
2	шлак МнС	51,8	54,6	30,180
	известь	22,2	23,4	
	графит	12,0	13,0	
	к.п.	15,0	9,0	
3	шлак МнС	52,5	55,3	30,000
	известь	22,5	23,7	
	кокс	10,0	11,0	
	к.п.	15,0	10,0	
4	передел. шлак	54,8	58,5	29,940
	известь	19,2	20,5	
	кокс	11,0	12,0	
	к.п.	15,0	9,0	
5	шлак МнС	51,8	55,3	29,755
	известь	22,2	23,7	
	кокс	11,0	12,0	
	к.п.	15,0	9,0	

* - количество углерода каменноугольного пека (к.п.) после коксования составит 60 %.

Длительность обработки составляла 8-10 минут и определялась энергетическими параметрами процесса. По окончании обработки производили замер температуры и отбирали пробу металла и шлака. Остатки рудно-восстановительного блока взвешивали и замеряли.

Блок № 1 сжигали при обработке чугуна в ИСТ-0,6 с кислой кварцевой футеровкой, а при сжигании остальных блоков печь имела основную хромомagneзитовую футеровку.

Экспериментальные данные, полученные после проведения обработки металлического расплава методом ДГВ, представлены в таблицах 3 и 4. В таблице 4 масса извлеченных элементов приведена за вычетом их количества, поступающего в металл из трубки комбинированного электрода.

Материальный баланс процесса оценивали по количеству компонентов и элементов, перешедших в шлак, пыль газ и металл из рудно-

восстановительных блоков, шлака находящегося на поверхности расплава перед обработкой и футеровки тигля печи.

Таблица 3 – Химический состав металла после обработки

№	До обработки, %			После обработки, %		
	Mn	Si	C	Mn	Si	C
1	1,10	1,06	4,13	1,15	1,07	4,38
2	0,58	1,49	3,37	0,66	1,58	3,49
3	0,10	0,01	0,12	0,22	0,01	0,26
4	0,22	0,01	0,26	0,27	0,05	0,52
5	0,27	0,05	0,52	0,32	0,08	1,02

Таблица 4 – Опытные данные после обработки

№	Расход материалов, г				Перешло элементов в металл, г		
	Рудная смесь	Комбинированный электрод		Графитовый электрод	Mn	Si	C
		Трубка (ст. 3сп)	Электродная смесь				
1	811,0	166,45	25,0	52,0	14,067	2,823	73,914
2	438,0	172,0	40,0	16,0	23,540	27,177	36,289
3	259,0	51,812	3,0	32,0	37,642	-	41,171
4	139,0	54,097	13,0	74,0	14,163	10,754	79,176
5	389,0	151,757	24,0	138,0	14,002	10,346	149,833

Блоки № 3-5 сжигались поочередно. Поэтому для них конечный шлак после сжигания блока № 3 в расчетах принимается как шлак перед обработкой плавки блоком № 4. Аналогичное условие принималось при обработке металла блоком № 5.

В качестве примера рассмотрим баланс обработки металла блоком № 2. По результатам химического анализа определим количество SiO₂ и MnO, принявших участие в карботермическом восстановлении допуская, что кремний и марганец восстанавливается только из шлака силикомарганца, а кремнезем вносимый в рудную часть известью не восстанавливается, так как он связан в прочные соединения

$$M_{SiO_2} = \frac{M_{Si} \cdot 60}{28} = \frac{27,177 \cdot 60}{28} = 58,236 \text{ г};$$

$$M_{MnO} = \frac{M_{Mn} \cdot 71}{55} = \frac{23,540 \cdot 71}{55} = 30,388 \text{ г},$$

где: M_{Si} , M_{Mn} – масса извлеченных элементов, соответственно Si и Mn, г.

Масса прореагировавших компонентов рудно-восстановительной смеси составит: шлак силикомарганца – 239,148 г; известь – 102,492 г; графит – 56,940 г; углерод каменноугольного пека – 39,420 г. В результате восстановления изменилось количество SiO₂ и MnO в шлаке силикомарганца, которое представлено в таблице 5.

Таблица 5 – Расчетное количество компонентов и масса шлака силикомарганца после восстановления

Материал	Количество компонентов, г								
	CaO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	MgO	MnO	P ₂ O ₅	S	Пр.	Σ
Шлак MnC	37,546	114,791	31,328	11,480	36,350	0,239	4,544	2,870	239,148
Восстановлено	-	58,236	-	-	30,388	-	-		88,624
Получено	37,546	56,555	31,328	11,480	5,962	0,239	4,544	2,870	150,524

Для расчета компонентов, поступающих из шлака перед обработкой плавки и футеровки, необходимо задаться расходными величинами этих материалов. Принимаем, что количество шлака на поверхности расплава перед обработкой составляет 250 г, а количество футеровки перешедшей в шлак в процессе сжигания дуговых блоков 80 г. Кроме того учитываем поступление магнезита из электродной смеси. Суммарное поступление компонентов из всех источников представлено в таблице 6.

Таблица 6 – Количество компонентов и масса материалов, формирующих конечный шлак

Материал	Количество компонентов, г								
	CaO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	MgO	MnO	P ₂ O ₅	S	Пр.	Σ
Шлак перед плавкой	90,750	100,500	23,750	21,000	13,000	0,286	0,334	0,380	250,000
Футеровка	1,600	6,400	3,200	36,000	-	-	-	32,800	80,000
Известь	97,367	1,025	-	1,025	-	-	-	3,075	102,492
Электродная смесь	0,235	0,175	-	4,395	-	-	-	0,195	5,000
Конечный шлак*	227,498	164,655	58,278	73,900	18,962	0,525	4,878	39,321	588,017
	38,7	28,0	9,9	12,6	3,2	0,089	0,830	6,681	100,000

* – в числителе г, в знаменателе %.

Суммарное содержание углерода в шихте (блок – 56,940 г, к.п. – 39,420 г, электродная смесь – 40,000 г, графитовый электрод – 29,000 г) составит 160,360 г. Масса углерода, который перешел в расплав из рудного блока составит 36,289 – 29,000 = 7,289 г.

Количество углерода, затраченного на реакции восстановления марганца и кремния составит

$$M_c = \frac{M_{Si} \cdot 2 \cdot 12}{28} + \frac{M_{Mn} \cdot 12}{55} = \frac{27,177 \cdot 2 \cdot 12}{28} + \frac{23,540 \cdot 12}{55} = 28,431 \text{ г.}$$

Количество углерода, который не принимал участия в восстановлении и не усвоился металлической ванной удаляясь из реакционной зоны в виде отходящих газов и пыли, составит $160,36 - 6,289 - 28,431 = 95,640$ г.

Таким образом, лишь около 40 % углерода, вносимого шихтой, полезно расходуется в процессе ДГВ и в ходе дальнейших исследований необходимо проанализировать возможность снижения расхода углеродсодержащих материалов.

Материальный баланс плавки для данного эксперимента представлен в таблице 7.

Таблица 7 – Материальный баланс обработки расплава блоком № 2

Поступило	г	Получено	г
Металлического расплава	30180,000	Металла	30352,000
Рудной смеси в т.ч.:	438,000	Металла проб	124,000
шлака MnС	239,148	Шлака	588,017
извести	102,492	Газов и пыли	124,071
графита	56,940		
Каменноугольного пека	39,420		
Графитового электрода	29,000		
Комбинированного электрода в т.ч.:	212,000		
металла трубки	172,000		
электродной смеси	40,000		
Шлака перед обработкой	250,000		
Футеровка	80,000		
Всего	31189,000		31188,088

Невязка статей баланса для блока № 2 составит

$$H\% = \frac{M_b - M_m}{M_m} \cdot 100\% = \frac{31189,000 - 31188,088}{31188,088} \cdot 100\% = 0,003 \%$$

Сравнение расчетного химического состава шлака и его состава, полученного при анализе проб рентгенофлуоресцентным методом представлены в таблице 8.

Из данных таблицы 8 видно, что расчетный химический состав шлака достаточно близок к результатам лабораторного анализа. Некоторое отклонение величин можно объяснить как погрешностью в химическом анализе, так и неточностями в определении массы расхода футеровки, конечного шлака и шлака перед обработкой, которые являются гетерогенными. Меньшее количество MgO полученное в результате химического анализа, может свидетельствовать о возможности его частичного восстановления из шлака и удаления магния в газовую фазу. Результаты аналогичных экспериментов и расчетов, выполненных для случая обработки расплава блоками №1, 3-5 представлены в таблице 9.

Таблица 8 – Химический состав шлака, полученного расчетным путем и на спектрометре серии ARL 9900

Материал	Содержание компонентов, %								
	CaO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	MgO	MnO	P ₂ O ₅	S	Пр.	Σ
Расчетный шлак	38,7	28,0	9,9	12,6	3,2	0,089	0,830	6,681	100,000
Лаб. анализ шлака	46,5	27,8	12,8	4,9	3,5	0,017	0,820	3,663	100,000
Разница	7,8	0,2	2,9	7,7	0,3	0,072	0,010	3,018	-

Таблица 9 – Химический состав шлака, полученного расчетным и опытным путем для блоков № 1, 3-5

Материал	Содержание компонентов, %								
	CaO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	MgO	MnO	P ₂ O ₅	S	Пр.	Σ
Блок № 1									
Расчетный шлак	21,00	40,40	8,90	9,90	14,10	0,008	0,183	5,509	100
Лаб. анализ шлака	16,70	39,10	9,60	5,50	13,10	0,026	0,530	15,444	100
Разница	4,3	1,30	0,70	4,40	1,00	0,018	0,347	9,935	-
Блок № 3									
Расчетный шлак	21,70	28,40	9,10	20,10	7,50	-	0,400	12,800	100
Лаб. анализ шлака	21,20	32,30	8,90	23,60	7,00	0,100	0,100	6,800	100
Разница	0,50	3,90	0,20	3,50	0,50	0,100	0,300	6,000	-
Блок № 4									
Расчетный шлак	23,50	23,50	8,00	24,70	4,70	0,100	0,400	15,100	100
Лаб. анализ шлака	22,00	31,20	12,80	24,80	3,60	-	0,300	5,300	100
Разница	1,50	7,70	4,80	0,10	1,10	0,100	0,100	9,800	-
Блок № 5									
Расчетный шлак	29,60	28,20	10,40	18,60	3,70	-	0,400	9,100	100
Лаб. анализ шлака	22,30	25,90	15,50	26,30	2,00	-	1,300	6,700	100
Разница	7,30	2,30	5,10	7,70	1,70	-	0,900	2,400	-

Данные в таблице 9 еще раз подтверждают близкую сходимость экспериментальных и расчетных данных.

На основании данных таблиц 8 и 9 можно отметить, что сквозное извлечение марганца из рудного материала (силикомарганцевого шлака) при использовании процесса ДГВ составляет 70-85 % и практически в два раза выше сквозного извлечения марганца из марганцевой руды при получении ферросплавов и дальнейшем легировании ими стали. В случае использования в качестве шихты более богатых марганцем материалов (марганцевая руда, переделный шлак, марганцевый агломерат и т.п.) эффективность процесса может быть еще выше.

В дополнение к результатам, приведенным авторами настоящей статьи в работе [5] необходимо при определении эффективности процесса учитывать шлак, который остается после обработки. Количество такого шлака будет больше количества используемого в качестве основного рудного материала шлака силикомарганца, а химический состав близок к составу шлаков, которые можно использовать для производства строительных материалов и на подсыпку дорог. Поэтому затраты на шихтовые материалы и соответственно себестоимость обработки будут еще ниже.

В результате проведенной работы выполнен анализ материального баланса процесса обработки расплава методом дугового глубинного восстановления марганца и кремния. В ходе анализа получена хорошая сходимость расчетных и экспериментальных данных, что подтверждает правильность принятых в работе ограничений и допущений (расход футеровки и количество шлака перед обработкой). Полученные данные могут быть исходными для описания механизма процесса восстановления полезных примесей методом ДГВ и усовершенствования технологии для промышленной его реализации.

Дальнейшие работы будут направлены на уточнение механизма дугового глубинного восстановления элементов, исследование энергетического баланса обработки и определение рационального количества углеродсодержащего сырья, используемого в качестве восстановителя.

Библиографический список

1. Толстогузов Н.В. Потери марганца при плавке марганцевых сплавов и пути их сокращения. – М., 1980. - 37 с.

2. Наконечный А.Я. Эффективность прямого легирования стали марганцем / А.Я. Наконечный, В.И. Романенко, А.Ю. Зайцев // Сталь №1. - 1994. – С. 17 – 20.

3. Проектирование и оборудование электросталеплавильных цехов: Учебник / В.А. Гладких, М.И. Гасик, А.Н. Овчарук, Ю.С. Пройдак. – Днепропетровск: Системные технологии, 2004. – 736 с.

4. Проценко М.Ю. Оценка эффективности использования электродугового легирования железом углеродистых расплавов марганецсодержащими отходами / М.Ю. Проценко, С.В. Куберский, С.Б. Эссельбах // Сбор. науч. трудов. - Вып. №30. – Алчевск: ДонГТУ, 2010. – С. 202–214.

5. Проценко М.Ю. Сравнительный анализ эффективности легирования металла методом дугового глубинного восстановления и ферросплавами / М.Ю. Проценко, С.В. Куберский, С.Б. Эссельбах, С.В. Семирягин, В.С. Эссельбах // Сб. научн. трудов конф. «Инновационные технологии внепечной металлургии чугуна и стали», 26 октября 2011; под ред. проф., д.т.н. Дюдкина Д.А., проф., д.т.н. Смирнова А.Н. – Донецк: ДонНТУ, 2011. – С. 143-151.

Рекомендована к печати д.т.н., проф. Петрушовым С.Н.

СТРОИТЕЛЬСТВО

*д.т.н. Должиков П.Н.,
Рыжикова О.А.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина),
д.т.н. Кипко А.Э.
(ООО «Славсант», г. Антрацит, Украина)*

ИССЛЕДОВАНИЯ ПРОЦЕССА ЛИКВИДАЦИИ ПРОРЫВА ГРУНТОВОЙ ДАМБЫ

У статті наведені аналітичні дослідження, на основі яких розроблена технологія, яка дозволяє ліквідувати прорив ґрунтової дамби шляхом «закладки» каналу прориву структурованим глиноцементним розчином з регулюванням реологічних властивостей.

***Ключові слова:** суфозійні процеси, прорив ґрунтових дамб, ліквідаційна свердловина, тампонажний розчин, реологічні властивості.*

В статье приведены аналитические исследования, на основе которых разработана технология, позволяющая ликвидировать прорыв ґрунтовой дамбы путем «закладки» канала прорыва структурированным глиноцементным раствором с регулируемыми реологическими свойствами.

***Ключевые слова:** суффозионные процессы, прорыв ґрунтовых дамб, ликвидационная скважина, тампонажный раствор, реологические свойства.*

Введение. В ґрунтовых дамбах в результате суффозионных процессов образуются зоны повышенной фильтрации, которые со временем могут стать участками прорыва. Это означает, что тело дамбы в некотором локальном участке потеряло устойчивость, и в нем сформировался канал прорыва. Как показывает практика эксплуатации гидротехнических сооружений промышленных предприятий, канал прорыва имеет различную неправильную форму, которая для математического описания может быть идеализирована прямоугольной призмой или цилиндром.

Для ликвидации прорыва наиболее эффективно применение глиноцементного раствора, причем движение его должно быть в структурном режиме [1]. Основное требование к процессу ликвидации канала прорыва – это структурирование раствора в процессе движения по трубам и заполнение канала прорыва в режиме послойной «закладки» [1, 3].

Анализ литературных источников показал, что исследования по ликвидации прорыва дамбы глиноцементным раствором ранее не выполнялись [1, 3, 4].

Цель работы – установить зависимости взаимосвязи реологических параметров тампонажного раствора, раскрытия канала, размеров грунтовой дамбы и параметров инъекции структурированного раствора.

Рассмотрим уже сформировавшийся канал прорыва грунтовой дамбы и стационарное течение жидкости в нем (воды). При этом характерный размер канала обозначим b , ширину дамбы в основании обозначим L . Канал прорыва в общем случае расположен под углом α , а движение жидкости в нем идет со скоростью v_b (рисунок 1).

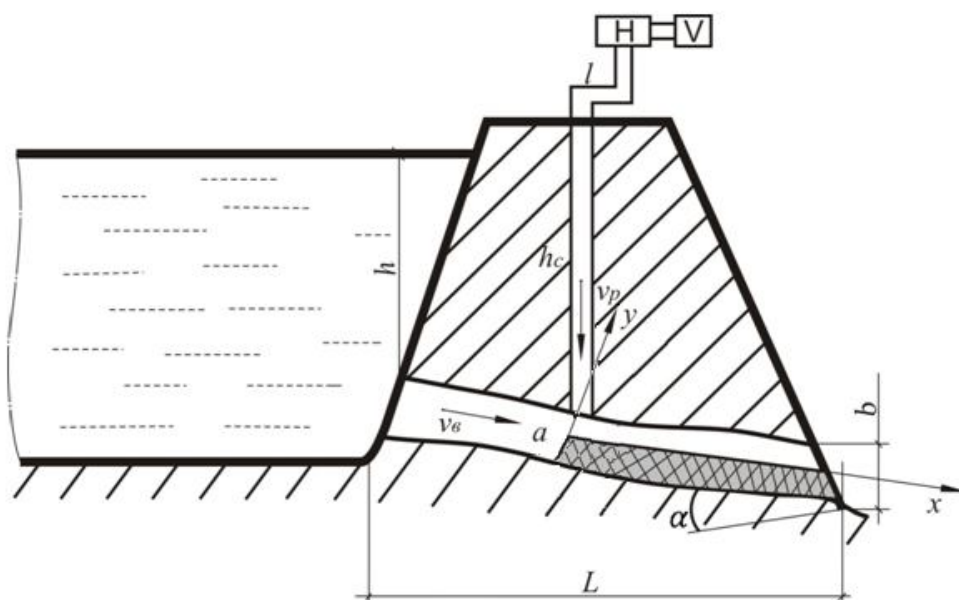


Рисунок 1 – Схема ликвидации прорыва дамбы вязкопластичным раствором

Пусть в средней части дамбы пробурена ликвидационная скважина диаметром d_c на глубину h_c . На выходе из скважины глиноцементный раствор обладает скоростью v_p , а следовательно, и гидродинамическим давлением.

Из закона сохранения энергии при движении раствора по скважине следует:

$$\left(mg - 2\pi r_c \tau_0 \left(h + \frac{L \sin \alpha}{2} \right) \right) \left(h + \frac{L}{2} \sin \alpha \right) = \frac{mv_p^2}{2}, \quad (1)$$

где r_c – радиус скважины;

τ_0 – динамическое напряжение сдвига раствора.

После преобразования из (1) получена скорость движения раствора:

$$v_p = 2 \left(g - \frac{4\tau_0}{\rho d_c} \right) \left(h + \frac{L \sin \alpha}{2} \right), \quad (2)$$

где ρ - плотность тампонажного раствора.

Приближенно можно считать, что скорость движения жидкости в канале прорыва равна скорости истечения из отверстия [2]:

$$v_p = \mu \varphi \sqrt{2gh}, \quad (3)$$

где μ , φ – гидравлические коэффициенты.

Следовательно, результирующая скорость движения тампонажного раствора в канале прорыва будет равна векторной сумме v_p и v_g или в скалярном виде:

$$v = \sqrt{v_p^2 + 2v_p v_g \sin \alpha + v_g^2}. \quad (4)$$

При этом движение раствора уже происходит под углом к горизонту на много больше α и на расстоянии R равном $L/2$ раствор осаждается в канале и формирует устойчивый слой толщиной a .

Теперь отметим, известно [3], что режим движения вязкопластичного раствора характеризуется следующими безразмерными критериями:

$$\begin{aligned} Re &= \frac{vd\rho}{\eta}; \quad Sen = \frac{\tau_0 d}{\eta v}, \\ He &= \frac{\tau_0 d^2 \rho}{\eta^2}; \quad Re^* = \frac{Re}{1 + \frac{1}{6} Sen}, \end{aligned} \quad (5)$$

где τ_0 , η – реологические параметры раствора;

Re , Re^* – обычный и обобщенный критерий Рейнольдса;

Sen – критерий Сен-Венана;

He - критерий Хюдстрема.

Из записанных критериев следует, что для обеспечения структурного режима движения тампонажного раствора необходимо значение скорости его движения:

$$v_{kp} = \frac{Re^* \eta}{2 \rho d} \left(1 + \frac{2 \tau_0 d^2 \rho}{3 Re^* \eta^2} \right). \quad (6)$$

Или после преобразований получаем:

$$v_{kp} = 10^4 \frac{\eta}{\rho} d \left(1 + \sqrt{1 + \frac{1}{3 \cdot 10^3} \cdot \frac{\tau_0 d^2 \rho}{\eta^2}} \right) = 10^4 \frac{\eta}{\rho} d \left(1 + \sqrt{1 + \frac{1}{3 \cdot 10^3} He} \right), \quad (7)$$

где значение обобщенного критерия Рейнольдса составляет $Re^* = 2000 \div 3000$, а для структурного режима движения раствора значение параметра Хюдстрема имеет значение: $He \ll 600$.

При соблюдении заданного режима движения тампонажного раствора в ненарушенном ядре потока происходит структурирование раствора и к моменту его осаждения в канале прорыва он приобретает заданную пластическую прочность. Это означает, что необходим оптимальный технологический режим нагнетания раствора за счет сочетания диаметра трубопровода и скважины, производительности насоса и времени закладки канала прорыва.

Диаметр d и критическая длина нагнетательного трубопровода l равны [4]:

$$d_{kp} \leq \frac{4h_c \cdot \tau_0}{\Delta P_{mp}}, \quad (8)$$

$$l_{kp} = \frac{d^4 \cdot \Delta P_{mp}}{10,8 \cdot Q \cdot \eta + 5,3 \cdot \tau_0 d^3}, \quad (9)$$

где ΔP_{mp} – перепад давления в трубопроводе;

Q – производительность насоса.

Как следует из (7), оптимальная скорость движения глиноцементного раствора в трубопроводе, соответствующая структурному режиму, составляет 0,1-0,35 м/с. Исходя из реальных размеров грунтовых дамб, это означает, что при длине нагнетательного трубопровода 25-50 м управлять скоростью структурирования раствора необходимо в течение 5-10 минут. За это время в режиме безнапорной «закладки» канала раствор формирует слой толщиной a , растекающийся на расстояние $R = L/2$.

Из уравнения материального баланса следует:

$$abR = \frac{\pi d^2}{4} v_{kp} \cdot t,$$

$$a = \frac{\pi d^2 v_{kp} \cdot t}{4bR}, \quad (10)$$

где t – время формирования закладочного слоя.

При рассмотрении устойчивости закладочного слоя необходимо учесть гидродинамическое давление воды и тампонажного раствора. Запишем сдвигающие и удерживающие силы в проекции на ось X.

$$K_x + F_\partial = F, \quad (11)$$

где K_x – гравитационная сила;

F_∂ – динамические силы потоков:

$$F_\partial = F_{\partial\epsilon} + F_{\partial p},$$

где $F_{\partial\epsilon}$ – сила динамического давления потока воды;

$F_{\partial p}$ – сила динамического давления раствора.

Следовательно, имеем для гидродинамического давления:

$$P_\partial = \frac{\rho_\epsilon v_\epsilon^2}{2} + \frac{\rho_p v_p^2}{2}. \quad (12)$$

Уравнение равновесия сил запишется в виде:

$$mg \sin \alpha + \left(\frac{\rho_p v_p^2}{2} + \frac{\rho_\epsilon v_\epsilon^2}{2} \right) \cdot ab = aR \tau_0. \quad (13)$$

Откуда после преобразований получаем значение динамического напряжения сдвига структурированного раствора:

$$\tau_0 = \rho_p g b \sin \alpha + b \left(\frac{\rho_\epsilon v_\epsilon^2 + \rho_p v_p^2}{L} \right) = b \left(\rho_p \left(\frac{v_p^2}{L} + g \sin \alpha \right) + \rho_\epsilon \frac{v_\epsilon^2}{2} \right). \quad (14)$$

Таким образом, получено математическое выражение взаимосвязи реологических параметров тампонажного раствора, раскрытия канала прорыва и размеров грунтовой дамбы, что позволяет обосновать технологические параметры закладки канала прорыва.

Реологические характеристики раствора определяются его рецептурой. Известно [5], что наибольшее влияние на структурирование раствора

оказывает концентрация силиката натрия (жидкого стекла). Поэтому в общем случае для задания необходимой рецептуры раствора следует записать систему уравнений:

$$\begin{cases} P_m = f(C_u, C_d, t) \\ \tau_0 = f(C_u, C_d, t) \end{cases} \quad (15)$$

из которой возможно определить концентрацию цемента C_u и жидкого стекла в растворе C_d для его структурирования за время t . Отметим, что исходя из графиков зависимостей пластической прочности и динамического напряжения сдвига раствора (рисунки 2, 3), эти зависимости наиболее адекватно аппроксимируются степенными функциями.

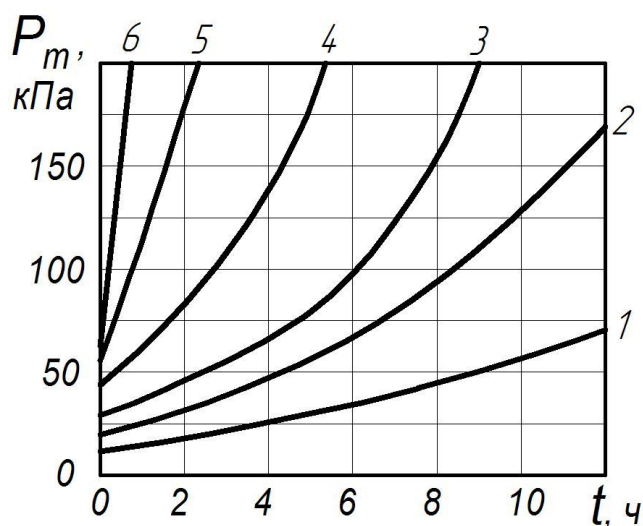


Рисунок 2 – Графики кинетики структурообразования глиноцементного раствора при содержании цемента 100 г/л и жидкого стекла:
1 – 10 г/л; 2 – 20 г/л; 3 – 30 г/л; 4 – 40 г/л; 5 – 50 г/л; 6 – 60 г/л

На основе проведенных аналитических исследований процесса ликвидации прорыва грунтовой дамбы разработана технология регулирования движения тампонажного раствора в трубах и в канале прорыва. Сущность ее заключается в следующем: на первом этапе через трубопровод заданного диаметра осуществляется послойная ликвидация канала прорыва в режиме «закладки» (число порций равно $n = 2 b/a$, концентрация цемента 200 кг/м^3 , а жидкого стекла – $60\text{-}80 \text{ кг/м}^3$), на втором этапе выполняется опрессовка канала прорыва обычным раствором в напорном режиме. При этом производительность нагнетательного насоса увязывается со временем прохождения раствора по трубам и, соответственно, набором необходимой пластической прочности раствора $P_m > 250 \text{ кПа}$.

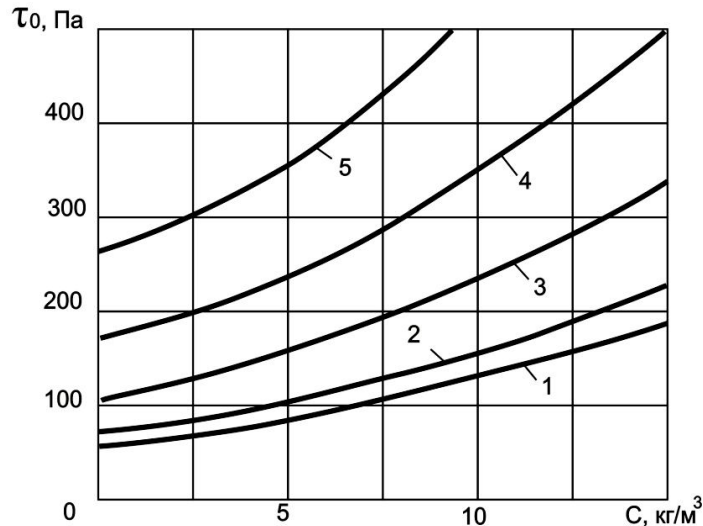


Рисунок 3 – Зависимости динамического напряжения раствора от концентрации жидкого стекла и времени при $C_{\text{г}}=100$ г/л:
1 – 1 мин; 2 – 10 мин; 3 – 60 мин.; 4 – 90 мин.; 5 – 120 мин.

Вывод. Таким образом, ликвидация прорыва грунтовой дамбы может быть надежно и безопасно выполнена путем «закладки» канала прорыва структурированным глиноцементным раствором с регулируемыми реологическими свойствами в соответствии с полученными аналитическими зависимостями.

Библиографический список

1. *Физика движения вязкопластичных тампонажных растворов: монография* / П.Н. Должиков, А.Э Кипко. – Донецк: Вебер, 2007. – 237 с.
2. Рабинович Е.З. *Гидравлика* / Е.З. Рабинович. – М.: Недра, 1980. – 278 с.
3. Кипко Э.Я. *Комплексный метод тампонажа при строительстве шахт: учеб. пособие* / Э.Я. Кипко, П.Н. Должиков, Н.А. Дудля и др. – Днепропетровск: НГУ, 2004. – 415 с.
4. Литовченко В.Н. *Экспериментальный тампонаж крупных карстовых полостей. Деп. в ЦНИЭИуголь №3073/8.* – М.: ЦНИЭИуголь, 1984. – 3 с.
5. *Проектирование глиноцементных тампонажных растворов* / Э.Я. Кипко и др. – Д.: НГУ, 2009. – 181 с.

Рекомендована к печати д.т.н., проф. Дроздом Г.Я.

*к.т.н. Псюк В.В.
д.т.н. Голоднов А.И.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина),
Иванов Б.В.
(ЛНАУ, г. Луганск, Украина)*

ВЫРАВНИВАНИЕ СВАРКОЙ ДЕФОРМИРОВАННЫХ ЭЛЕМЕНТОВ СТАЛЬНЫХ КОНСТРУКЦИЙ

Розглянуто спосіб вирівнювання сталевих конструкцій за допомогою зварювання. Наплавлення зварних швів на кромках в розтягнутій зоні конструкцій двотаврового перетину сприяє зворотному вигину і усуненню залишкового прогину. Запропоновано методика експериментальних досліджень сталевих конструкцій двотаврового і коробчатого перетинів, які мали залишкові прогини після випробувань на стиск.

Ключові слова: *сталеві конструкції, залишковий прогин, наплавлення зварних швів, несуча здатність.*

Рассмотрен способ выравнивания стальных конструкций с помощью сварки. Наплавка сварных швов на кромках в растянутой зоне конструкций двутаврового сечения способствует обратному выгибу и устранению остаточного прогиба. Предложена методика экспериментальных исследований стальных конструкций двутаврового и коробчатого сечений, которые имели остаточные прогибы после испытаний на сжатие.

Ключевые слова: *стальные конструкции, остаточный прогиб, наплавка сварных швов, несущая способность.*

Работа строительных конструкций, в условиях действующих предприятий, сопряжена с воздействием на них агрессивной среды, ударных воздействий. Следствием этого является уменьшение параметров сечения из-за коррозии стального проката и появление остаточных прогибов.

Дальнейшая эксплуатация строительных конструкций с остаточными прогибами может вызвать внезапный отказ, так как они не рассчитываются на такие условия эксплуатации. Установление действительного технического состояния и резервов несущей способности представляет собой непростую задачу для стальных конструкций. За-

частую единственным правильным решением может быть выравнивание или усиление.

Анализ последних достижений и публикаций свидетельствует о необходимости продолжения исследований в области продления срока службы эксплуатируемых, в т.ч. и деформированных, стальных конструкций с определением их остаточной несущей способности и остаточного ресурса. При этом, решение этой задачи возможно различными методами, в т.ч. и путем выравнивания с помощью сварки или усиления. В любом случае наплавка сварных швов или приварка усиливающих элементов приведет к изменению в предварительно деформированном элементе ОНС, характер изменения которого может существенно отразиться на несущей способности.

Выравнивание конструкций с помощью наплавки сварных швов приводит к изменению остаточного напряженного состояния (ОНС). Вопрос о том, насколько влияют наплавленные сварные швы на несущую способность, остается открытым. Ответ на него могут дать результаты экспериментальных исследований стальных элементов двутаврового и коробчатого (из квадратных труб) сечений на сжатие, ранее испытанных и выровненных с помощью сварки.

Цель работы – обоснование возможности выравнивания конструкций с помощью наплавки сварных швов и разработка методики экспериментальных исследований стальных элементов, ранее испытанных на сжатие и выровненных с помощью сварки.

В соответствии с требованиями проектной, нормативной и эксплуатационной документации устанавливаются критерии (количественные и качественные показатели) оценки технического состояния конструкций (параметры сечения, характеристики материалов, прогибы). Эти критерии необходимы для сравнения с ними фактических значений определяющих параметров, получаемых в ходе работ по оценке технического состояния конструкций [1, 2, 3 и др.].

Основная цель оценки технического состояния состоит в определении возможности дальнейшей эксплуатации конструкций при реализованных режимах и условиях. Этапами работ по оценке технического состояния являются [2, 3 и др.]:

- анализ технической документации;
- визуальное обследование конструкций;
- инструментальное обследование конструкций;
- анализ результатов визуального и инструментального обследования;
- выполнение поверочных расчетов (при необходимости);
- оценка технического состояния;
- определение остаточного ресурса;

- выводы о возможности дальнейшей эксплуатации и рекомендации по усилению, замене или ремонту.

Для оценки технического состояния конструкций используются:

- критерий соответствия конструкции (сооружения) рабочей документации (размеры, конструктивные особенности);

- критерий соответствия конструкции (сооружения) определяющим параметрам технического состояния (наличие или отсутствие недопустимых дефектов, соответствие примененных материалов требованиям проекта и т.п.) и удовлетворения требованиям расчета по предельным состояниям I и II групп.

Техническое состояние конструкций при отсутствии дефектов может считаться нормальным или удовлетворительным, если не выполняются [2, 3]:

условие отказа конструкций:

$$F > F_u, \quad (1)$$

где F , F_u – величины соответственно наиболее возможного за время эксплуатации усилия в элементе от расчетных нагрузок и наименьшей несущей способности;

условие достижения конструкцией предельных состояний II группы

$$f > f_u, \quad (2)$$

где f , f_u – характерное перемещение конструкции (прогиб, угол поворота, крен и т.п.) соответственно определенное в результате расчета или обследования и предельное, установленное нормами.

Предельные состояния II группы вызывают временное прекращение или частичное нарушение условий нормальной эксплуатации, но вместе с тем четкая граница перехода в предельное состояние отсутствует. С другой стороны, наличие остаточного прогиба может привести к более раннему отказу стальных конструкций вследствие изменения условий эксплуатации.

Оценка технического состояния производится сопоставлением контролируемых параметров, определенных в ходе проведения обследований, с соответствующими проектными параметрами или определенными в результате расчетов. Переход конструкций в предельное состояние возможен при достижении предельных величин геометрических параметров (уменьшение вследствие коррозионного износа размеров стального проката и т.п.), прочностных характеристики стали, а так

же при разрушении или повреждении узлов сопряжения и элементов крепления.

Минимально допустимые величины контролируемых параметров устанавливаются по результатам расчетов изгибаемых или сжатых элементов для определения несущей способности и сравнения ее с максимальным действующим усилием:

$$F_{cr}[x_1(t), x_2(t), \dots, x_m(t)] > F, \quad (3)$$

где $F_{cr}[x_1(t), x_2(t), \dots, x_m(t)]$ – функция несущей способности элементов.

В качестве параметров $x_1(t), x_2(t), \dots, x_m(t)$ принимаются размеры поперечного сечения, остаточный прогиб и прочность стали как функции времени. Определение величины действующего усилия F для статически определимых конструкций не представляет затруднений с принципиальной точки зрения.

Для статически неопределимых конструкций из-за перераспределения усилий величина F определяется на основе математического моделирования технического состояния, установленного по результатам обследования. Математическое моделирование технического состояния возможно выполнить с использованием современных вычислительных комплексов типа ЛИРА, SCAD и др. [2, 3 и др.].

Переход неравенства (3) в равенство свидетельствует об исчерпании ресурса конструкции. Дальнейшая эксплуатация возможна только после проведения работ по усилению (замене) или ремонту.

Выравнивание конструкций с использованием сварки имеет определённые особенности. Так, наплавка сварных швов на выпуклых гранях приведет к изменению ОНС и исключению остаточного прогиба. Такое регулирование ОНС может существенно отразиться на несущей способности. Ответить на поставленный вопрос могут только результаты эксперимента.

В ДонГТУ на протяжении многих лет выполняются экспериментальные исследования ОНС, возникающего после изготовления и регулирования с использованием сварки и высокотемпературного нагрева, с оценкой его влияния на несущую способность строительных конструкций. В процессе исследований было установлено, что наличие остаточных напряжений (ОН) растяжения, обусловленных сваркой поясных швов, вызывает появление уравнивающих сжимающих напряжений в остальной части сечения, в т.ч. и на кромках поясов. Появление ОН сжатия на кромках приводит к снижению величин критических сил [3, 4 и др.].

Экспериментально [4 и др.] подтверждено снижение несущей способности сжатых двутавровых элементов до 40%. Неблагоприятное влияние ОН определяет разграничение коэффициентов продольного изгиба для расчета сжатых элементов одного профиля. Различие в величинах коэффициентов продольного изгиба для стальных конструкций двутаврового и Н-образного сечения без ОН и с ОН сжатия на кромках поясов свыше 49 МПа может достигать 15...17 % (см. ДБН В.2.3-14:2006 [5]). В нормах проектирования стальных конструкций (СНиП II-23-81* [6]) методика определения коэффициента продольного изгиба не учитывает технологию изготовления конструкций, т.е. наличие ОНС.

Усиление и одновременно выравнивание искривленных образцов может выполняться путем присоединения (с помощью болтов или прихваток) к стенке с двух сторон или к поясам металлических полос шириной 0,7...0,8 высоты стенки или ширины пояса с последующим разогревом кромок до температуры выше критической точки Ас3 или наплавкой сварных швов обратноступенчатым способом. Способ усиления защищен авторским свидетельством СССР [7].

Для экспериментального подтверждения возможности выравнивания искривленных образцов путем наплавки валиков на выпуклых кромках и оценки влияния такого вида термического воздействия на несущую способность была разработана методика экспериментальных исследований, которая подразумевает проведение испытаний на сжатие стальных образцов, которые были испытаны ранее [8, 9, 10]. Образцы каждой серии (сварные [8, 9] или прокатные [10]) имели одинаковое поперечное сечение, но были подвергнуты различным видам регулирования, в т.ч. и путем наплавки сварных швов на части длины.

Испытания образцов на сжатие были выполнены с одинаковыми (в пределах каждой серии) эксцентриситетами приложения нагрузки. Это достигалось за счет применения съемных опорных приспособлений, которые устанавливались на образцы, и несъемных, которые устанавливались на плиты пресса. После проведенных испытаний образцы получили обратные выгибы (рис. 1, 2).

Поскольку в результате проведенных испытаний образцов на сжатие были получены данные о величинах несущей способности, в задачу настоящих исследований входило выравнивание образцов за счет наплавки валиков и проведение повторных испытаний на сжатие с целью получения данных о несущей способности образцов после наплавки с использованием той же оснастки. Сравнение результатов испытаний (данных о величинах несущей способности) позволит оценить влияние ОНС, возникающего после регулирования, на величину несущей способности.



Рисунок 1 – Общий вид сварных образцов ([8, 9]) после испытаний



Рисунок 2 – Общий вид одной из серий прокатных образцов ([8, 9]) после испытаний

Наплавку холостых валиков предполагается выполнять для каждого образца индивидуально, поскольку характер выгибов у каждого образца индивидуален. ОНС у всех образцов до и после наплавки предполагается оценить неразрушающими методами, а часть образцов предполагается испытать разрушающим методом путем разрезки до и после наплавки.

Таким образом, обобщая результаты выполненных исследований можно сделать следующие выводы:

1. Предложена комплексная методика определения технического состояния и расчета эксплуатируемых конструкций. Методика не противоречит основным положениям действующих нормативных документов по вопросам обследований, паспортизации и т.п.

2. Предложена методика экспериментальных исследований сжатых стальных элементов, подверженных выравниванию с помощью наплавки сварных швов на выпуклых кромках. Методика позволяет оценить (качественно и количественно) изменение ОНС в сварных и прокатных элементах до и после наплавки, а также влияние измененного ОНС на несущую способность.

3. Предложенная методика позволит получить экспериментальный материал и сделать выводы о целесообразности такого способа выравнивания конструкций и разработать обоснованные рекомендации по его применению.

Библиографический список

1. ДБН В.1.2-14-2009. Система забезпечення надійності та безпеки будівельних об'єктів. Загальні принципи забезпечення надійності та конструктивної безпеки будівель, споруд, будівельних конструкцій та основ. – Уведено вперше (зі скасуванням в Україні ГОСТ 27751, СТ СЭВ 3972-83, СТ СЭВ 3973-83, СТ СЭВ 4417-83, СТ СЭВ 4868-84). – К.: Мінрегіонбуд України, 2009. – 32 с.

2. Голоднов А.И. Моделирование напряженно-деформированного состояния – составная часть работ по продлению ресурса строительных конструкций сооружений // Вісник Придніпровської державної академії будівництва та архітектури. – Дніпропетровськ: ПДАБтаА, 2004. – № 7–8. – С. 34–41.

3. Иванов Б.В. Определение остаточного ресурса стальных конструкций в условиях действующих предприятий с учетом наличия остаточного напряженного состояния / Б.В. Иванов // Збірник наукових праць Українського інституту сталевих конструкцій імені В.М. Шимановського. – К.: Вид-во «Сталь», 2011. – Вип. 8. – С. 110–120.

4. Голоднов А.И. Регулирование остаточных напряжений в сварных двутавровых колоннах и балках. – К.: «Сталь», 2008. – 150 с.

5. ДБН В.2.3-14:2006. Споруди транспорту. Мости та труби. Правила проектування / Мінбуд України. – К.: Мінбуд України, 2006. – 359 с.

6. СНиП II-23-81*. Стальные конструкции / Госстрой СССР. – М.: ЦИТП Госстроя СССР, 1990. – 96 с.

7. А.с. 1523647 СССР, МКИ Е04 С 3/10, Е04 G 23/02. Способ усиления металлических колонн двутаврового сечения / И.И. Набоков, А.И. Голоднов, А.И. Филатов, В.П. Голоднова (СССР); опубл. 23.11.89. Бюл. № 43. – 2 с.

8. Голоднов А.И. Методика экспериментальных исследований сжатых стальных стержней, имеющих поля остаточных напряжений / А.И. Голоднов, С.Н. Полишко // Стр-во. Материаловедение. Машиностроение: Сб. науч. тр. / ПГАСиА. – Днепропетровск: ПГАСА, 2002. – Вып. 18. – С. 43-48.

9. Голоднов А.И. Экспериментальные исследования внецентренно-сжатых сварных двутавровых образцов-колонн / А.И. Голоднов, С.Н. Полишко // Вісн. Придніпр. Держ. академії будівництва та архітектури. – Дніпропетровськ: ПДАБтаА, 2004. – № 1. – С. 43-50.

10. Скребцов С.И. Результаты экспериментальных исследований устойчивости элементов из прокатных двутавров после регулирования остаточного напряженного состояния на части длины / С.И. Скребцов, А.П. Иванов, А.И. Голоднов // Стр-во. Материаловедение. Машиностроение: Сб. науч. тр. / ПГАСиА. – Днепропетровск: ПГАСА, 2010. – Вып. 56. – С. 494-499.

Рекомендована к печати д.т.н., проф. Должиковым П.Н.

*к.т.н. Куркин Н. П.
Неверов А.Г.,
Шукин С.В.
(Луганский филиал НИИСК, г. Луганск, Украина),
д.т.н. Должиков П. Н.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

УСИЛЕНИЕ ОСНОВАНИЙ ФУНДАМЕНТОВ ЛУГАНСКОЙ ГОРОДСКОЙ БОЛЬНИЦЫ № 7 ПОСЛЕ ВЗРЫВА

У статті викладені методика та результати роботи з оцінки можливості надбудови будівлі Луганської міської лікарні №7 після вибуху, у тому числі підсилення основ фундаментів за допомогою буроієкційних палів.

Ключові слова: будівля, фундамент, реконструкція, палі, свердловина, цементний розчин.

В статье отражены методика и результаты работы по оценке возможности надстройки здания Луганской городской больницы № 7 после взрыва, включая усиление оснований фундаментов при помощи буроинъекционных свай.

Ключевые слова: здание, фундамент, реконструкция, сваи, скважина, цементный раствор.

Введение. В январе 2010 года в здании Луганской городской больницы № 7 произошел взрыв баллона с кислородом, повлекший за собой разрушение участка внутренней несущей стены и обрушение плит перекрытия 3, 4 этажей в осях 3-6, Л-К. После происшедшей аварии строительные конструкции здания в месте взрыва нуждались в усилении и восстановлении. В процессе выполнения работ по восстановлению и обследованию строительных конструкций здания после взрыва был поставлен вопрос о возможности надстройки здания двумя дополнительными этажами после ликвидации последствий аварии. По результатам изучения проекта на строительство здания была установлена принципиальная возможность осуществления планируемых мероприятий по надстройке дополнительных этажей.

Особенностью выполнения работы по оценке возможности надстройки пятиэтажного здания больницы 6-м и 7-м этажами является не только выполнение надстройки после ликвидации последствий взрыва

в здании, но и реконструкцию здания в сложных инженерно-геологических условиях, включая усиление оснований и фундаментов при помощи буроинъекционных свай [1-3].

Целью работы является обоснование параметров реконструкции здания Луганской городской больницы №7 с надстройкой двух этажей после ликвидации аварии.

Основная часть. Здание 7-ой городской больницы г. Луганска эксплуатируется более 20 лет и представляет собой пятиэтажное кирпичное здание с подвалом и техническим этажом. Размеры здания в осях составляют 14,65 x 102,4 м². Высота этажа – 3,3 м. Между осями 12, 13 здание разделено деформационным температурным швом на два блока.

Конструктивная схема здания выполнена с продольно-поперечными несущими стенами (рисунок 1). Толщина внутренних стен составляет 380 и 510 мм; наружных стен – 510 мм. Материал наружных стен – полуторный силикатный кирпич; внутренних стен - полуторный силикатный кирпич и одинарный глиняный кирпич. Перекрытия этажей выполнены из сборных железобетонных многопустотных плит.

Согласно материалам проекта на строительство здания фундаменты выполнены в виде сборных железобетонных забивных свай с монолитным железобетонным ленточным ростверком. Подвальная часть здания выполнена из фундаментных блоков стен подвалов толщиной 500 мм.

С целью определения состояния фундаментов и соответствия их проекту выполнена отрывка трёх шурфов у внутренних и наружных стен по осям: 6, К-Л; Л, 15-16; И, 6-7. Отрывка шурфов выполнена до отметки -3,9 м. К осмотру были доступны верхняя и боковая поверхности ростверка и верхняя часть сваи высотой 150-200 мм. Сразу после отрывки в шурфах установился уровень воды на отметке -3,8 м.

В результате визуального обследования фундаментов в местах шурфовки установлено, что геометрические размеры сечения свай и ростверка соответствуют проекту, по верхней и боковой поверхности ростверка выполнена обмазочная гидроизоляция из битума.

Также выполнено определение прочностных характеристик свай и ростверка методом неразрушающего контроля с применением прибора ОНИКС 2.5. В результате выполненных испытаний установлено, что прочностные характеристики ростверка соответствуют классу на сжатие В15, свай – В20, что соответствует требованиям проекта.

С учётом выполненных изысканий состояние фундаментов может быть оценено как удовлетворительное.

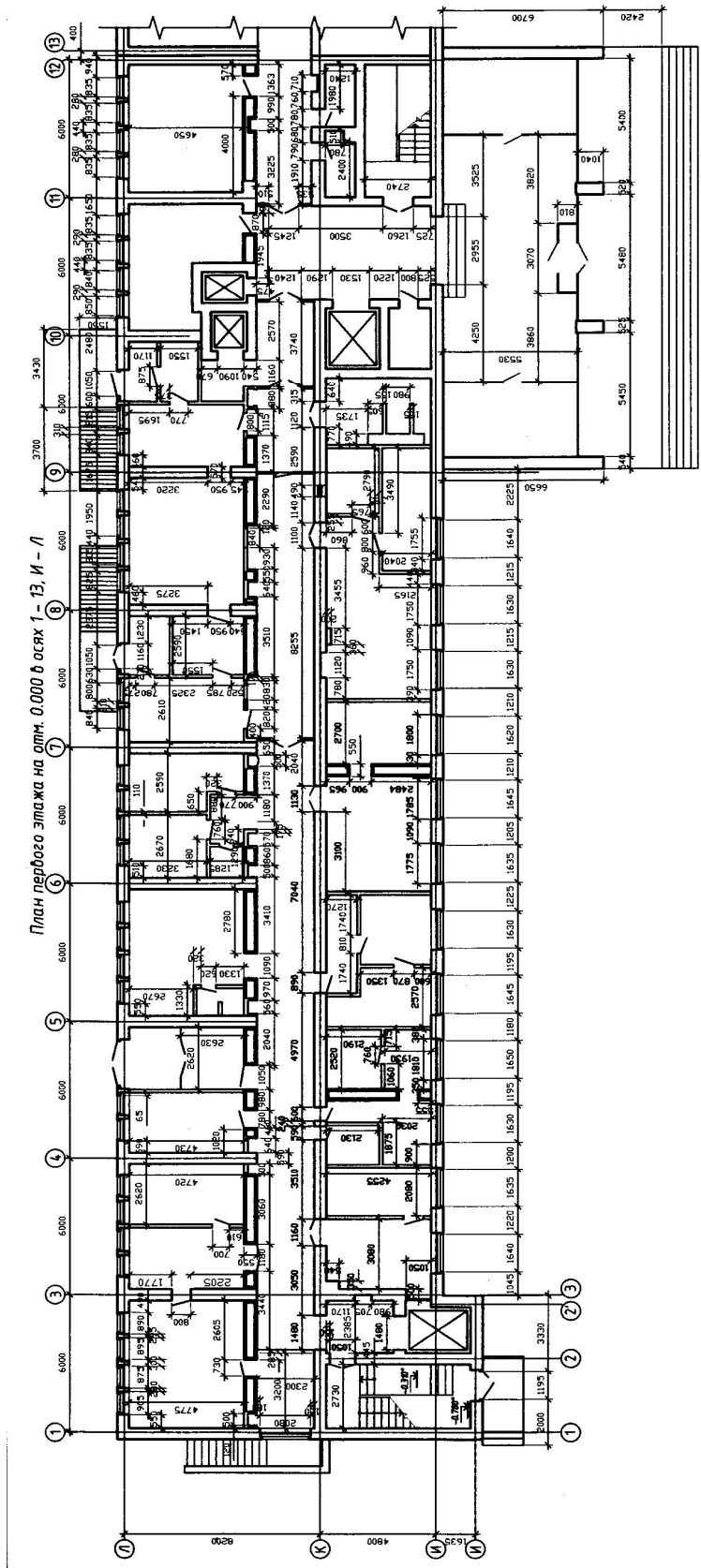


Рисунок 1 — Фрагмент плана первого этажа здания больницы

Изменение назначения помещений технического этажа, происходящее при надстройке 6-го и 7-го этажей, требует определения несущей способности плит перекрытия 5-го этажа в связи с увеличением временной нагрузки. С целью оценки несущей способности плит выполнено определение их схем армирования, определение прочностных характеристик бетона плит.

Определение схем армирования плит выполнялось с использованием металлоискателя ВОСН 10 ZOOM и путём вскрытия рабочей арматуры плит. В результате определения схем армирования плит установлено, что они соответствуют схемам армирования плит, предусмотренным в проекте.

Прочностные характеристики бетона плит определены с применением прибора ОНИКС 2.5. В результате выполненных испытаний установлено, что прочностные характеристики бетона плит перекрытия 5 этажа соответствуют классу на сжатие В20.

Также в пределах работы были уточнены инженерно-геологические характеристики грунтов основания здания.

Результаты анализа схем армирования плит позволяют установить, что несущая способность плит перекрытия 5-го этажа составляет не менее 800 кг/м^2 без учёта собственного веса плиты. Установленная несущая способность плит позволяет использовать их в качестве несущих конструкций основания пола 6 этажа здания. При этом плиты, имеющие повреждения продольных рёбер, должны быть усилены.

Далее был выполнен расчёт строительных конструкций здания больницы с учётом надстройки дополнительных этажей. В процессе выполнения расчёта использовались данные о прочностных и геометрических характеристиках строительных конструкций, полученные в результате обследования выполненного после взрыва в здании.

Планировки этажей и конструктивная схема надстраиваемых этажей принимались с использованием планировок генпроектировщика ГП «ГПИ «Луганскгражданпроект» от 11.03.10 г. (рисунок 2).

Расчёт пространственной модели здания выполнен в среде программного комплекса ЛИРА 9.4. Имеющиеся трещины в стенах здания учитывались путём расшивки узлов конечных элементов в местах трещин.

В связи с тем, что здание больницы представляет собой два деформационных блока, разделённых между собой деформационным швом, проходящим по осям 12, 13, расчёт каждого блока выполнялся в отдельности (рисунок 2).

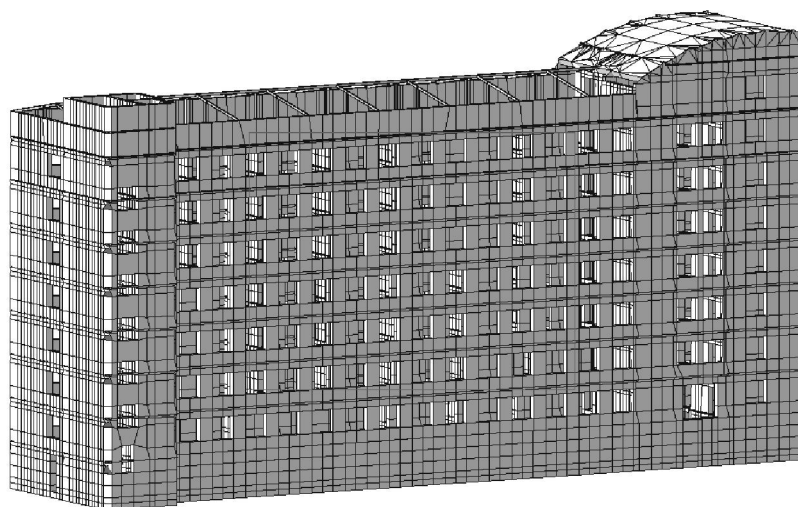


Рисунок 2 – Трёхмерное изображение пространственной модели здания в осях 1-12, И¹-Л

В результате расчёта были получены напряжения в стенах, позволяющие адекватно оценить напряженно-деформированное состояние здания после выполнения настройки. С использованием полученных в результате расчёта пространственной модели напряжений выполнялись следующие проверки конструкций: проверка несущей способности фундаментов; проверка несущей способности простенков внутренних и наружных стен; проверка кладки на смятие в местах сосредоточенной передачи нагрузок.

Анализ и обобщение материалов проекта на строительство здания, обследования выполненного после взрыва в здании, оценки состояния фундаментов здания и выполненных расчётов позволили установить, что надстройка здания с демонтажем технического этажа и возведением 6-ого, 7-ого этажей и скатной крыши возможна.

Для обеспечения дальнейшей безопасной эксплуатации строительных конструкций здания потребуется выполнение следующих основных работ по усилению: отдельных участков фундаментов стен по цифровым осям путём устройства буроинъекционных свай; простенков внутренних стен; бетонирование отверстий в стенах в подвале здания; бетонирование ниш в стене по оси К.

Для увеличения пространственной жесткости здания, снижения нагрузки на конструкции нижних этажей и минимизации объёмов работ по усилению стен здания ГП «ГПИ «Луганскгражданпроект» рекомендовано: предусмотреть возведение стен седьмого и технического этажа толщиной 390 мм из пенобетона плотностью 800 кг/м³; в уровне низа перекрытий шестого и седьмого этажей предусмотреть монолитные

пояса из тяжелого бетона по наружным и внутренним стенам; предусмотреть в проекте надстройки устройство монолитных участков или армошвов в уровне верха перекрытия пятого этажа, обеспечивающих увязку между собой продольной стены по оси Л и поперечных стен по осям 1-21, усиление отдельных участков несущих поперечных стен в уровне первого и второго этажей.

Необходимость усиления свайных фундаментов была обусловлена перегрузкой отдельных свай, расположенных по цифровым осям, на 20% от их фактической несущей способности (430 кН). Работы по проектированию и производству усиления фундаментов здания на 12 участках выполнены ООО «Геотехника».

Для повышения устойчивости существующих свай и увеличения их несущей способности проектом предусматривалось:

- укрепление грунтов в нижней части свай;
- уплотнение грунтов и создание уширений в верхней части свай.

Для этого были пробурены 24 скважины, глубиной 17,0 м каждая (глубже существующих свай на 2 м – в интервале отметок от +99,55 м до +82,55 м). Общий объем буровых работ составляет 408 м. Скважины бурились станком БСК-2М100 диаметром 151 мм через существующий ростверк и располагались между сваями согласно прилагаемой схеме (рисунки 3, 4).

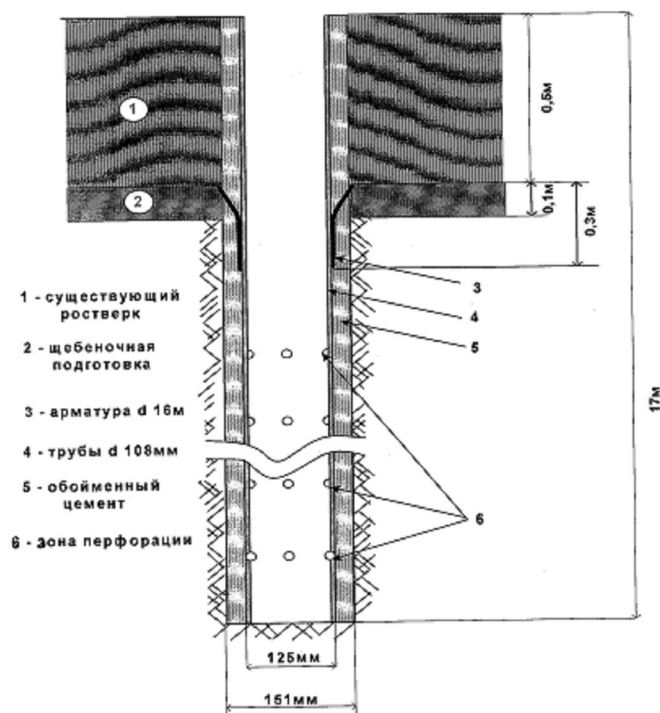


Рисунок 3 — Конструктивная схема скважины

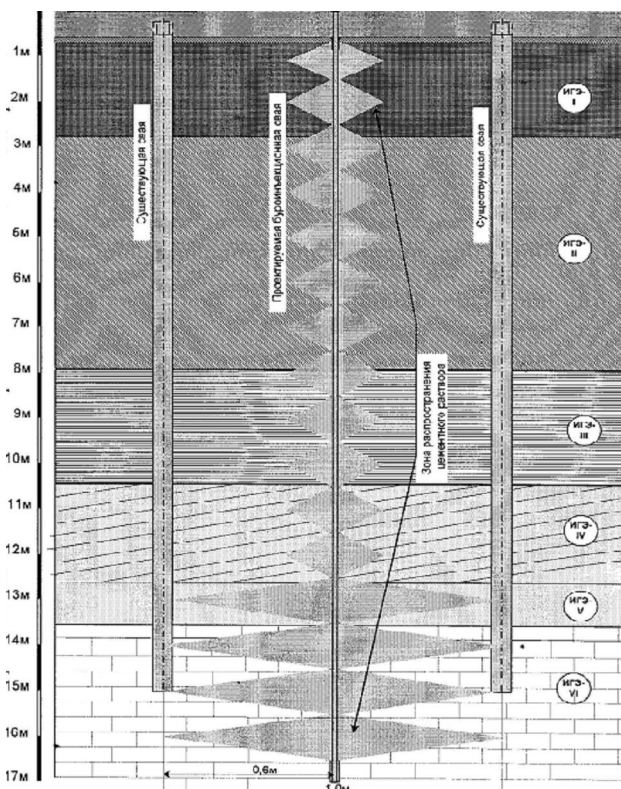


Рисунок 4 — Схема распространения цементного раствора в грунтах

В скважинах устанавливались иньекторы — металлические трубы диаметром 108 мм с шагом перфорации 1 м, интервалы перфорации — 1 - 1,6 м. Затем в скважины осуществлялось нагнетание цементного раствора плотностью $1,8 \text{ т/м}^3$ (цемент М400-1200 кг, вода — 550 л) через двойной механический пакер заходками снизу-вверх:

- в интервале 17 – 13 м по $0,3 \text{ м}^3/\text{м}$ на каждый уровень перфорации труб;
- в интервале 12 – 1 м по $0,08 \text{ м}^3/\text{м}$ на каждый уровень перфорации труб.

Пространство между обсадной трубой (иньектором) и стенками скважин заполняется «обойменным» цементным раствором. После нагнетания расчетных объемов раствора производилось заполнение иньектора цементным раствором, в результате чего скважина работает в качестве сваи под фундаментом здания.

Общий объем цементного раствора составил $51,84 \text{ м}^3$. Расход материалов для инъекционных работ:

- трубы стальные наружным диаметром 108 мм, толщина стенки — 6 мм — 415 м;
- цемент М 400 СС — 123 т;
- резиновое кольцо — 384 шт.

Приготовление и нагнетание цементного раствора осуществлялось миксером и насосами НБ-4 в соответствии с разработанной технологической схемой, обеспечивающей непрерывный контроль процесса нагнетания.

Все работы на участке осуществляла бригада из 4 человек. Продолжительность общего комплекса работ на участке - 3 месяца.

По состоянию на начало 2011 г. работы по усилению надземной части здания и фундаментов выполнены в полном объёме. Осенью 2011 года здание больницы введено в эксплуатацию.

Выводы. На основании результатов обследования аварийного здания выполнены расчеты пространственной модели объекта, позволившие определить возможность надстройки двух этажей. Разработаны методика проектирования и технология по увеличению несущей способности оснований фундаментов, а также пространственной жесткости здания.

Библиографический список

1. Куркин Н.П. *Диагностика технического состояния жилых зданий: монография* / Куркин Н.П., Розенфельд М.С., Неверов А.Г. – Луганск: Янтарь, 2012. – 368 с.

2. *Рекомендации по технике, технологии и организации восстановительных работ при ремонте и реконструкции жилищно-гражданских объектов.* – Луганск: ЛОТ, 2004. – 112 с.

3. *Комплексный метод тампонажа при строительстве шахт: учебное пособие* / П.Н. Должиков, Э.Я. Кипко и др. – Днепропетровск: НГУ, 2004. – 367 с.

Рекомендована к печати д.т.н., проф. Дроздом Г.Я.

ИССЛЕДОВАНИЕ ДЕФОРМИРОВАНИЯ ОБЪЕКТОВ НА ПОДРАБОТАННЫХ ПОДТОПЛЕННЫХ ТЕРРИТОРИЯХ СТАХАНОВСКОГО РЕГИОНА

Стаття присвячена дослідженню деформування будівель, що експлуатуються тривалий час в зонах підтоплення. Встановлено вплив обводнення породного масиву на зростання деформаційного процесу будівель. Показано, що деформації конструкцій будівель зростають зі збільшенням рівня підтоплення земної поверхні.

***Ключові слова:** деформація, дослідження, обводненість масиву, гірничо-геологічні умови, технічний стан.*

Статья посвящена исследованию деформирования зданий, эксплуатируемых длительное время в зонах подтопления. Установлено влияние обводненности породного массива на рост деформационного процесса зданий. Показано, что деформации конструкций зданий возрастают с увеличением уровня подтопления земной поверхности.

***Ключевые слова:** деформация, исследования, обводненность массива, горно-геологические условия, техническое состояние.*

Введение. В процессе реструктуризации угольной промышленности Украины были массово ликвидированы, путем полного затопления выработанного пространства, нерентабельные угольные предприятия, что стало причиной переувлажнения породного массива.

Обводненность породного массива на подработанной территории является одним из основных факторов, предопределяющим активизацию процесса деформации и подтопления земной поверхности. Первопричиной этому служит изменение физико-механических свойств пород и массивов в целом, в результате чего нарушается их равновесное состояние. Активизация сдвижения, ранее подработанной толщи, на земной поверхности проявляется в виде оседаний, деформаций, трещин и уступов, что негативно сказывается на зданиях, сооружениях и других объектах.

Анализ отчетов [1, 2] и научных публикаций [3, 4, 5] в области геомеханического мониторинга и обследования объектов в пределах горных отводов ликвидированных шахт в Стаханове и Брянке показал, что, несмотря на достаточную изученность вопроса, в настоящее время

в данных городах имеются много зданий, по-прежнему испытывающие негативное влияние от затопления шахт. В связи с этим необходимо исследовать деформационный процесс зданий в условиях обводненности породного массива, вызванной затоплением выработок ликвидированных шахт.

Целью работы является исследование деформирования зданий на подработанной обводненной территории.

Для исследования деформационного процесса зданий в 2012 году были выбраны объекты, расположенные в зонах возможного проявления деформаций и образования провалов над затопленными горными выработками, а также на участках подтопления в пределах ликвидированных шахт им. И.В. Чеснокова, «Брянковская», им. Ильича и «Максимовская».

Преобладающими среди этих объектов оказались двухэтажные жилые здания. При исследовании деформационного процесса зданий рассматривались данные о месте расположения домов, условия подтопления, зафиксированные деформации и повреждения конструкций. Конструктивные характеристики объектов представлены в таблице 1.

Таблица 1 – Конструктивная характеристика объектов

Адрес, наименование объекта	Год строительства	Этажность	Размеры, м			Материал конструкций		
			длина	ширина	высота	Фундамент	Стены	Перекрытие
1	2	3	4	5	6	7	8	9
Ул. К. Либкнехта, 27 Жилой дом	1950	2	10,95	8,5	7,0	Бутовые	Кирпичные	Деревянные
Ул. К. Либкнехта, 50 Жилой дом	1935	2	36,0	12,0	7,0			
Ул. К. Либкнехта, 54 Жилой дом	1954	2	20,0	12,0	7,0			

Продолжение таблицы 1

1	2	3	4	5	6	7	8	9
Ул. К. Либкнехта, 57 Жилой дом	1944	2	36,0	12,0	7,0	Бутовые	Шлакоблочные, оштукатуренные	Деревянные
Ул. Смоленская, 1 Жилой дом	1962	3	37,1	18,0	9,3	Бетонные блоки	Кирпичные, шла- коблочные	Железобетонные плиты

Во всех случаях были отмечены сложные горно-геологические условия: выход на поверхность угольных пластов вблизи жилых домов, выход под наносы осевой поверхности синклинали, а также наличие горных выработок, пройденных на малых глубинах, как до начала строительства, так и в последующее время.

Рассматриваемый участок шахтного поля характеризуется складчатым залеганием угольных пластов (антиклиналь). Сложные горно-геологические условия представляют собой выход тектонических нарушений – II Ирминский и Центральный Ирминский надвиги, надвиги E – F и K – D; выход пласта l_2 и известняка L_1 , а также зону возможного образования провалов.

В таблице 2 приведены горно-геологические условия площадок расположения исследуемых объектов.

Таблица 2 – Горно-геологические условия

№ п/п	Наименование шахты	Горно-геологические условия			
		Пласт	Мощность, м	Наклон, град.	Глубина, м
1	2	3	4	5	6
1.	Им. Ильича (г. Стаханов)	m_3	0,8	20	70
		l_8^B	0,95	35	50-60
		l_8^H	0,95	35	50-60
		l_6	1,0	20	110

Продолжение таблицы 2

1	2	3	4	5	6
2.	Им. Чеснокова (г. Стаханов)	k_3	0,85	50-60	80
3.	«Максимовская» (г. Стаханов)	h_7	0,8	17	645
		h_{11}	0,63	16	430
4.	«Брянковская» (г. Брянка)	l_6	1,2	20	585
		l_5	0,5	20	620
		l_4	1,2	50	625
		l_3	0,8	18	650
		l_2^1	1,2	10	652
		l_1^1	1,45	15-19	685
		m_4	0,9	16-30	425
		m_3	0,8	35-50	450

В геологическом строении района принимают участие отложения каменноугольного возраста свит $C_2^2 - C_2^7$, которые перекрыты маломощными (до 10 м) четвертичными суглинками, песчаниками, известняками и глинами. В геологическом разрезе каменноугольной толщи преобладают песчано-глинистые породы с подчиненным значением пластов известняков и углей среднего карбона.

Результаты обследования приведены в таблице 3, которая содержит: результаты предыдущих обследований данные по обследованию объектов в 2009-2012 году. Уровень физического износа элементов дома определялся на основании оценки их технического состояния и в соответствии со «Шкалой оценки физического износа элементов дома» [7].

Систематизация результатов обследований, выполненных в 2003-2005 гг., и сопоставление их с результатами обследований, выполненных в 2012 г., позволила сделать вывод о влиянии ликвидации шахт на техническое состояние объектов поверхности.

Анализ результатов обследований пяти объектов мониторинга показал, что: один объект находится в удовлетворительном состоянии (ул. К. Либкнехта, 27), два – в неудовлетворительном техническом состоянии (жилые дома по ул. К. Либкнехта, 50 и 54) и два объекта находятся в предаварийном техническом состоянии (ул. К. Либкнехта, 57 и ул. Смоленская, 1).

Таблица 3 – Результаты обследования зданий

№ п/п	Адрес, наименование объекта	Показатели ТС	Дата обследования			Примечание
			2003	2005	2012	
1	2	3	4	5	6	7
1.	ул. К. Либкнехта, 27 Жилой дом	δ ТС ФИ	17 п 41	2 у 20	2 у 20	Трещины раскрытием до 2 мм по заделке в стене главного фасада. Выполнен ремонт с усилением стен металлическим каркасом.
2.	ул. К. Либкнехта, 50 Жилой дом	δ ТС ФИ	10 н 41	10 н 41	12 н 45	Сеть многочисленных трещин раскрытием от 1 до 12 мм (в местах вывала раствора до 25 мм). Деформация оконных перемычек на левой торцевой стене. Деформации сосредоточены на стыке частей здания с подвалом и без подвала.
3.	ул. К. Либкнехта, 54 Жилой дом	δ ТС ФИ	3 у 21	10 н 41	12 н 45	Трещины по заделке раскрытием от 1 до 12 мм под и над оконными проемами (в местах вывала раствора до 30 мм).
4.	ул. К. Либкнехта, 57 Жилой дом	δ ТС ФИ	10 н 41	25 п 61	27 п 61	Сеть многочисленных трещин раскрытием до 15 мм (в местах вывала раствора до 25 мм). Разрушение подоконников и подоконных плит.
5.	ул. Смоленская, 1 Жилой дом	δ ТС ФИ	8 п 41	8 п 41	10 п 41	Разрушение кладки стен над и под оконными проемами стены главного фасада. В стене дворового фасада наклонные трещины. Перекос оконных проемов.
Примечание. δ – максимальное раскрытие трещин, мм; ТС – техническое состояние: у – удовлетворительное; н – неудовлетворительное; п – предаварийное; ФИ – физический износ, %.						

Сравнительный анализ результатов обследований зданий показал, что изменение деформированного состояния части объектов:

– в жилом здании по ул. К. Либкнехта, 27, после выполненного ремонта с усилением стен металлическим каркасом, деформации стабилизировались;

– увеличение раскрытия трещин в стенах до 2 мм отмечено в трех домах (ул. Смоленская, 1 и ул. К. Либкнехта, 50, 54 – 2мм; ул. К. Либкнехта, 57 – 1 мм).

Ярким примером ухудшения технического состояния являются жилые здания, расположенные над старыми горными выработками шахт им. И.В. Чеснокова и «Брянковская». На рисунках 1, 2 и 3 показаны поврежденные фасады жилых зданий, деформированные оконные перемычки, разрушения каменных кладок стен и сеть многочисленных трещин.



а – сеть многочисленных трещин до 15мм (в местах вывала раствора до 20-30мм). Местами обрушение штукатурного слоя стен



б – разрушение подоконников

Рисунок 1 – Деформация жилого здания по ул. К. Либкнехта, 57 в г. Стаханов



а – деформация оконных перемычек на фасадной стене и сеть многочисленных трещин от 1 до 10 мм (в местах вывала раствора до 20 мм)



б – часть трещин заделана цементным раствором или монтажной пенкой

Рисунок 2 – Деформация жилого здания по ул. К. Либкнехта, 50 в г. Стаханов



а – выход стены из плоскости, замачивание стен в углах дома



б – разрушение кладки стен над и под оконными проемами стены, диагональные трещины в простенках в уровне третьего этажа

Рисунок 3 – Повреждение стены дворового фасада жилого дома №1 по ул. Смоленской в г. Брянка

Из проведенных исследований следует, что прогрессирующее изменение технического состояния объектов связано с наличием остаточных пустот и расслоений, сохранившихся в подработанной толще, а также со снижением прочностных свойств обводненных горных пород,

что приводит к активизации процесса сдвижения земной поверхности над выработанным пространством.

Условия подтопления определялись согласно отчета [6], в котором содержатся результаты изменений уровней воды до поверхности за период с 2001 по 2012 гг. В соответствии с этими данными были построены графики уровня затопления горных выработок шахт им. И.В. Чеснокова и «Брянковская», представленные на рисунках 4 и 6.

На основании результатов обследования жилых зданий, эксплуатируемых длительное время в зонах подтопления, были построены графики мониторинга за деформациями жилых домов, представленные ниже на рисунках 5 и 7.

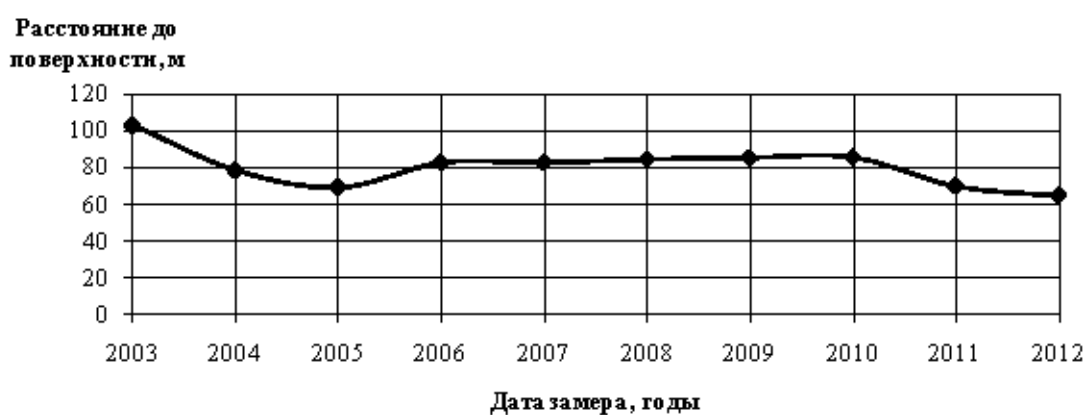


Рисунок 4 – Уровень затопления горных выработок шахты «Брянковская»



Рисунок 5 – График мониторинга за деформациями жилого дома по ул. Смоленская, 1 в г. Брянка

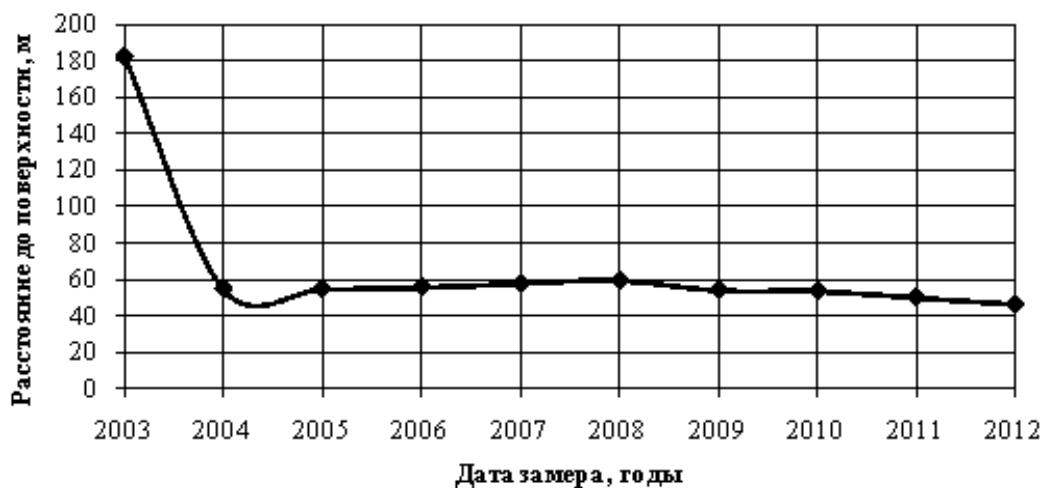


Рисунок 6 – Уровень затопления горных выработок шахты им. И.В. Чеснокова



Рисунок 7 – График мониторинга за деформациями жилых домов по ул. К. Либкнехта, 57 (1), ул. К. Либкнехта, 54 (2), ул. К. Либкнехта, 50 (3), в г. Стаханов

Анализируя результаты исследований можно констатировать, что в период с 2003 по 2004 гг. и с 2010 по 2012 гг. в зданиях, расположенных над затопленными горными выработками, была зафиксирована активизация деформаций, в тот же диапазон времени произошел подъем уровня воды в выработках.

Можно считать, что проведенные исследования подтверждают зависимость между обводненностью породного массива, вызванного неконтролируемым затоплением шахт, и активизацией процесса сдвижения пород, способствующих деформационному процессу зданий.

Выводы. Сравнительный анализ результатов обследований жилых зданий показал, что в период с 2003 по 2012 гг. раскрытия трещин в фасадах жилых домов увеличилось в среднем на 2 мм, что свидетельст-

вует о переходе зданий в неудовлетворительное и предаварийное техническое состояние. В этот же период, вследствие поднятия уровня воды в затопленных горных выработках ликвидированных шахт, расстояние до поверхности сократилось на 50 м.

Таким образом, на основании проведенных исследований, для горно-геологических условий закрытых шахт Стахановского региона, установлена взаимосвязь между подтоплением земной поверхности и развитием деформирования зданий.

Библиографический список

1. *Проведение мониторинга деформаций земной поверхности и разработка рекомендаций по обеспечению безопасной эксплуатации зданий и сооружений в пределах горных отводов ликвидируемых шахт им. Лютенкова, им. Ильича, «Брянковская»: Отчет о НИР (заключ.) / УкрНИМИ; Руководитель В.Р. Шнеер. – 542д/06. – Донецк, 2006. – 273 с.*

2. *Услуги по проведению мониторинга деформаций земной поверхности в пределах горных отводов ликвидируемых шахт: Отчет о НИР (заключ.) / УкрНИМИ; Руководитель В.Р. Шнеер. – 332д/06. – Донецк, 2005. – 264 с.*

3. *Шнеер В.Р. Деформації конструкцій, що впливають на безпеку експлуатації житлових будинків в зонах підтоплення / В.Р. Шнеер, Л.О. Иванова, О.В. Бліннікова // Наукові праці УкрНДМІ НАН України. - 2008. №2. – С. 42-51.*

4. *Шнеер В.Р. Аналіз зміни деформованого стану підроблюваних будівель за результатами тривалих спостережень / В.Р. Шнеер, О.В. Бліннікова, Ю.О. Терещук // Наукові праці УкрНДМІ НАН України. - 2008. - №2. – С. 52-59.*

5. *Семенов А.П. Обеспечение нормальной эксплуатации объектов поверхности в пределах горных отводов ликвидируемых шахт / А.П. Семенов, В.Н. Ермаков, И.Ф. Озеров, В.Р. Шнеер // Уголь Украины. - 2000. - №12. – С. 27-30.*

6. *Отчеты о состоянии и ходе затопления шахт ГП «Областная дирекция «Луганскуглереструктуризация» / ГП «ЛОД «ЛУР»; Гл. геолог А.М. Мележик. – Стаханов, 2012. – 108 с.*

7. *Куркин Н.П. Диагностика технического состояния жилых зданий: монография / Н.П. Куркин, М.С. Розенфельд, А.Г. Неверов, М.Н. Волошко; под ред. Н.П. Куркина. – Луганск: Янтарь, 2012. – 368 с.*

Рекомендована к печати д.т.н., проф. Дроздом Г.Я.

**ЭЛЕКТРОТЕХНИКА.
РАДИОТЕХНИКА**

*д.т.н. Корсунов К.А.
(Восточно-украинский национальный
университет имени В. Даля, г. Луганск),
к.т.н. Сергиенко С.Н., к.т.н.
Бирюкова Т.В.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ НАГРЕВА НИЗКОСОРТНЫХ УГЛЕЙ В ПЛАЗМЕННОЙ СТРУЕ

Достаточно большой интерес для энергетики Украины представляют плазменные процессы розжига и стабилизации горения энергетических котлов. В связи с этим актуальным является использование угольной пыли в качестве растопочного топлива. Применение плазмотронов, обеспечивающих генерацию электродуговой плазмы со средне-массовой температурой порядка 3000-4000 К, позволяет решить данную проблему и, что особенно важно, включить в промышленное использование низкосортных углей. В статье выполнено математическое моделирование нагрева и движения мелкодисперсных частиц угля в воздушной плазменной струе, истекающей из сопла плазмотрона, которое может быть использовано при создании установок для плазменной газификации угля и определения режимов работы плазмотронов.

Ключевые слова: *пылеугольная смесь, мелкодисперсные частицы, математическое моделирование, теплофизические данные, плазменная струя, характеристики.*

Досить великий інтерес для енергетики України представляють плазмові процеси розпалу й стабілізації горіння енергетичних котлів. У зв'язку з цим актуальним є використання вугільного пилу як розпалювального палива. Застосування плазмотронів, що забезпечують генерацію електродугової плазми з середньомасовою температурою близько 3000-4000 К, дозволяє вирішити цю проблему і, що особливо важливо, включити в промислове використання низькосортного вугілля. У статті виконано математичне моделювання нагріву і руху дрібнодисперсних частинок вугілля в повітряному плазмовому струмені, що витікає з сопла плазмотрона, яке може бути використано при створенні установок для плазмової газифікації вугілля і визначення режимів роботи плазмотронів.

Ключові слова: *пиловугільна суміш, дрібнодисперсні частинки, математичне моделювання, теплофізичні данні, плазмовий струмінь, характеристики.*

Введение. С учетом современной геополитической ситуации значительный интерес для промышленности Украины представляет переориентирование энергохозяйства с нефти и газа на уголь. Учитывая, что уголь является «грязным» в экологическом отношении сырьём, поскольку при его переработке образуется большое количество нежелательных веществ, таких, как зола, сернистые соединения, оксиды азота и т.д., во всем мире ведутся исследования по усовершенствованию существующих способов переработки угля и разработки принципиально новых процессов. Особенно интенсивно разрабатываются пять основных способов переработки угля: газификация, прямое сжижение, получение химических продуктов на основе ацетилена, пиролиз и гидропиролиз, переработка побочных продуктов коксования угля. В настоящее время в крупных масштабах реализованы процессы газификации угля различными зарубежными фирмами. Так, компания *Sasol* (ЮАР) еще в 80-е годы XX столетия разработала технологию получения из угля синтетического топлива. В настоящее время эта компания выпускает более 7 млн. тонн топлива, причем около ста побочных продуктов данной технологии экспортируется в более восьмидесяти стран мира [1].

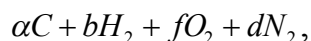
Плазменная газификация угля. В отличие от стандартных методов газификации угля, реализованных фирмами *Lurgi, Winkler, Koppers-Totzek* и др., использование низкотемпературной плазмы позволит повысить степень превращения углерода угля, облегчить отделение шлака (жидкое шлакоудаление), освободиться от компрессии газа, снизить уровень загрязнения окружающей среды. Прогресс в этой области связан с развитием и совершенствованием плазменных аппаратов. Плазмохимические процессы дают возможность перерабатывать различные виды угля (в том числе с большим включением породы), а получение целевых продуктов (ацетилена, синтез-газа) сопровождается лишь незначительным образованием побочных продуктов, что позволяет использовать плазменные процессы даже небольшой производительности [2-4].

Достаточно большой интерес для энергетики Украины представляют плазменные процессы розжига и стабилизации горения энергетических котлов. Так, известно, что для растопки энергетического котла требуется в среднем 80-120 т мазута. Совместное сжигание угля и обладающего более высокой реакционной способностью мазута ухудшает экономические показатели котлов: на 10–15% повышается механический недожог топлива и на 2–5% снижается КПД [5]. В связи с этим актуальным является использование угольной пыли в качестве растопоч-

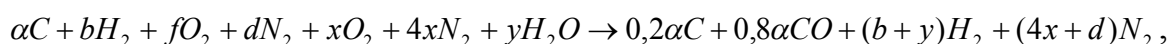
ного топлива, которая по сравнению с газом и мазутом требует более высокой температуры воспламенения и более длительного температурного воздействия, что связано с низким выходом «летучих» веществ по сравнению с газом или мазутом. Применение плазмотронов, обеспечивающих генерацию электродуговой плазмы со среднемассовой температурой порядка 3000-4000 К, позволяет решить данную проблему и, что особенно важно, включить в промышленное использование низкосортных углей.

Технология плазменного розжига получила широкое распространение в течение последних лет на подавляющем большинстве угольных электростанций развитых стран мира. В Китае оборудованием для плазменного розжига оснащены более 470 угольных котлов, суммарной мощностью блоков более 200 млн. кВт, что составляет примерно 30% от общей установленной мощности страны. Плазменный розжиг используется также на угольных электростанциях в Индонезии (6 блок Индонезийской ТЭС «Суналая» (600МВт); Монголии (Улан-Баторская ТЭЦ); Тайвани (1 и 2 блоки Хопингской электростанции (2×660МВт); Словакии (ТЭС «Вояны»). В России первой электростанцией, где применяется безмазутный розжиг, является Хабаровская ТЭЦ-3 ОАО «Дальневосточная генерирующая компания».

Термохимические процессы газификации угля. Так как эмпирическая формула угля по сухой беззольной массе имеет вид



то уравнение газификации горючей части угля в паровоздушной плазме можно записать в виде:



где x, y - количество соответственно кислорода и водяного пара.

Количество летучих, выделившихся из угля, практически не зависит от способа достижения высоких температур, что свидетельствует о том, что пиролиз угля является совокупностью независимых параллельных, а не конкурирующих реакций. Химические превращения при газификации угля достаточно сложны и включают реакции различных типов: деструкцию твердого угля с выделением летучих продуктов; газофазные реакции выделившихся продуктов; реакции типа “газ-твердое тело”, при этом в зависимости от состава угля и плазмообразующего газа в реакционном объеме может протекать более 30 химических реакций [2,4]. В условиях, когда холодный порошок угля подается в поток низкотемпературной плазмы, процесс газификации угля включает ряд стадий:

- нагрев частиц угольного порошка до температуры начала разложения;
- деструкция частиц угля с выделением части продуктов в газовую фазу и образованием коксового остатка;
- превращение выделившихся в газовую фазу продуктов в условиях низкотемпературного плазменного потока;
- нагрев частиц кокса до температуры начала реакций “газ-твердое тело”;
- реакции частиц кокса с газообразными продуктами и плазмообразующим газом.

Вторая, третья и пятая стадии являются химическими. Интенсивность их протекания изменяется по длине реактора: процессы деструкции частиц угля происходят в начальной зоне реактора, а реакции коксового остатка с газообразными компонентами – в конечной его зоне после прогрева твердых частиц до достаточно высоких температур. Вторая и третья стадии начинаются одновременно, однако их скорости определяются различными температурами (в первом случае – температурой твердых частиц, а во втором – температурой плазмообразующего газа), и они протекают практически независимо. Стадия деструкции угля является общей для всех плазмохимических процессов переработки угля, а закономерности третьей и пятой стадий определяются в основном составом плазмообразующего газа.

Цель работы заключалась в математическом моделировании нагрева и движения мелкодисперсных частиц угля в воздушной плазменной струе, истекающей из сопла плазмотрона.

Математическое моделирование включало:

- расчет характеристик электродуговой плазмы в разрядном канале плазмотрона;
- численный расчет параметров плазменной струи, истекающей из сопла плазмотрона;
- численный расчет движения и нагрева мелкодисперсных частиц угля в плазменной струе.

Расчет характеристик электродуговой плазмы в разрядном канале плазмотрона. Для математического описания физических процессов в столбе дуги, расположенной в цилиндрическом разрядном канале плазмотрона, приняты следующие допущения:

- рассматриваемая физическая система обладает цилиндрической симметрией;
- электродуговая плазма столба дуги находится в состоянии локального термодинамического равновесия, а выход собственного объемного излучения плазмы рассматриваем в приближении оптически тонкого слоя;

- работа сил статического давления и вязкого трения, перенос тепла в направлении оси канала за счет теплопроводности пренебрежимо малы по сравнению с джоулевой диссипацией энергии, переносом тепла в радиальном направлении, конвективным теплопереносом и излучением;

- режим течения газа – турбулентный, внешние магнитные поля отсутствуют;

- величина тока не меняется по длине разрядного канала, т.е.

$$I = const;$$

- объем разрядного канала разбивается на две области: электропроводящую, в которой режим течения газа является турбулентным, а проводимость плазмы аппроксимируется в виде $\sigma = \sigma(S_1)$, и область ламинарного подслоя, примыкающую к стенке канала, в которой $\sigma = 0$.

Здесь введена функция теплопроводности $S_1(T) = \int_0^T \chi(T) dT$;

- для получения аналитических зависимостей применен метод линеаризации Меккера теплофизических свойств и свойств переноса плазмы, т.е. электропроводность, энтальпия и излучательная способность плазмы представлены в виде: $\sigma = \sigma_s S$, $i = i_* + i_s S$, $4\pi W_r = W_{rs} S$, где $S = S_1 - S_*$, i_* и S_* - значения энтальпии и функции теплопроводности на границе электропроводящей области [1,6].

Предполагая, что турбулентность носит гидродинамический характер, (это справедливо в отношении газов с большими относительными молекулярными массами, таких как воздух, аргон, азот и др.), и используя гипотезу Буссинеска (модель турбулентной вязкости), для осредненных по времени значений удельной энтальпии, функции теплопроводности и скорости течения электродуговой плазмы в электропроводящей области разрядного канала получим следующую систему уравнений [7]:

$$\frac{\rho_1 \bar{V}_{1z} i_s}{l} \frac{\partial \bar{S}}{\partial \bar{z}} + \frac{\rho_1 \bar{V}_{1r} i_s}{R} \frac{\partial \bar{S}}{\partial \bar{r}} - \frac{1}{R^2 \bar{r}} \frac{\partial}{\partial \bar{r}} \left[\bar{r} \frac{\chi_T i_s}{c_p} \frac{\partial \bar{S}}{\partial \bar{r}} \right] = \frac{1}{R^2 \bar{r}} \frac{\partial}{\partial \bar{r}} \left[\bar{r} \frac{\partial \bar{S}}{\partial \bar{r}} \right] + \sigma_s \bar{E}^2 \bar{S} - W_{rs} \bar{S} \quad (1)$$

$$\frac{1}{l} \frac{\partial (\rho_1 \bar{V}_{1z})}{\partial \bar{z}} + \frac{1}{R \bar{r}} \frac{\partial}{\partial \bar{r}} (\bar{r} \rho_1 \bar{V}_{1r}) = 0, \quad (2)$$

$$I = 2\pi R^2 \sigma_s \bar{E} \int_0^{\bar{r}_s} \bar{S} \bar{r} d\bar{r}. \quad (3)$$

Система уравнений (1)-(3) дополняется начальными и граничными условиями:

$$\begin{aligned} \bar{S}(\bar{r}, 0) = \varphi(\bar{r}), \quad \bar{S}(\bar{\zeta}, \bar{z}) = 0, \quad \frac{\partial \bar{S}}{\partial \bar{r}}(0, \bar{z}) = 0, \\ \rho_1 \bar{V}_{1r}(0, \bar{z}) = 0, \quad \rho_1 \bar{V}_{1z} = \frac{G_0^* \alpha(\bar{z})}{\pi R^2 \bar{\zeta}^2}. \end{aligned} \quad (4)$$

На границе раздела областей необходимо выполнение условия равенства тепловых потоков, т.е.

$$\left. \frac{\partial S_I}{\partial r} \right|_{r=\zeta-0} = \left. \frac{\partial S_{II}}{\partial r} \right|_{r=\zeta+0}. \quad (5)$$

В качестве $\alpha(\bar{z})$ примем функцию $\alpha(\bar{z}) = 1 + k\bar{z}$. В зависимости от величины и знака k и характера изменения $\bar{\zeta}$ функция $\alpha(\bar{z})$ может как возрастать, так и уменьшаться с ростом \bar{z} , т.е. $\alpha(\bar{z})$ описывает достаточно общий случай изменения плотности потока массы газа вдоль канала плазмотрона.

Аналитическое решение системы уравнений (1)-(4) приводится в [7]. Решение системы уравнений (1)-(4), записанной для ламинарного подслоя при $\sigma = 0$, найдены в [6]. Полученные решения были использованы для расчета распределений скорости и температуры плазменного потока на срезе сопла плазмотрона.

Численный расчет параметров плазменной струи, истекающей из сопла плазмотрона. Основу расчетных программ составила математическая модель плазменной струи. Для математического описания физических процессов в плазменной струе принимались следующие допущения:

- рассматриваемая плазменная система обладает цилиндрической симметрией, а протекающие процессы являются стационарными;
- плазма находится в состоянии локального термодинамического равновесия, излучение плазмы – объемное;
- работой сил давления и вязкой диссипацией можно пренебречь, а основным механизмом переноса энергии считается теплопроводность (естественная конвекция в расчет не принимается);
- течение плазмы вязкое дозвуковое.

С учетом указанных допущений система уравнений, описывающих плазменную струю, имеет вид [8]:

$$\frac{\partial}{\partial z}(\rho \bar{V}_z) + \frac{1}{r} \frac{\partial}{\partial r}(\rho \bar{V}_r r) = 0, \quad (6)$$

$$\rho \bar{V}_z \frac{\partial \bar{V}_z}{\partial z} + \rho \bar{V}_r \frac{\partial \bar{V}_z}{\partial r} = \frac{1}{r} \frac{\partial}{\partial r} \left(r \bar{\mu} \frac{\partial \bar{V}_z}{\partial r} \right), \quad (7)$$

$$\rho c_p \left(\bar{V}_r \frac{\partial \bar{T}}{\partial r} + \bar{V}_z \frac{\partial \bar{T}}{\partial z} \right) = \frac{1}{r} \frac{\partial}{\partial r} \left(r \bar{\chi} \frac{\partial \bar{T}}{\partial r} \right) + \frac{\partial}{\partial z} \left(\bar{\chi} \frac{\partial \bar{T}}{\partial z} \right) - W. \quad (8)$$

Система уравнений (6)-(8) дополняется граничными условиями. Начало отсчета координат совмещено со срезом сопла на оси канала плазмотрона. Профиль температуры и скорости плазменного потока на срезе сопла $\bar{T} = \bar{T}(0, r)$ и $\bar{V}_z = \bar{V}_z(0, r)$ рассчитывается с помощью аналитических решений системы (1)-(4). Из условия сохранения полного расхода газа через плазмотрон имеет место равенство (при $z = 0$):

$$G = 2\pi \int_0^R \rho \bar{V}_z r dr, \quad (9)$$

где R - радиус разрядного канала плазмотрона на срезе сопла.

На оси струи (при $r = 0$) граничные условия имеют вид

$$\frac{\partial \bar{T}}{\partial r} = 0, \quad \frac{\partial \bar{V}_z}{\partial r} = 0, \quad \bar{V}_r = 0. \quad (10)$$

В качестве граничных условий внешней области плазменной струи принимаются условия гладкого “сопряжения” струи с окружающей средой [9], т.е. при $r = R_c$ имеем

$$T = T_\infty, \quad V_z = 0. \quad (11)$$

Величина радиуса струи R_c выбирается такой, чтобы при $r = R_c$ и любом значении z

$$\frac{\partial T}{\partial r} = \delta_1 \quad \text{и} \quad \frac{\partial V_z}{\partial r} = \delta_2, \quad (12)$$

где δ - некая малая величина.

Кроме того, при определении теплового R_{c1} и динамического R_{c2} радиусов струи были использованы интегральные соотношения [10]:

$$\int_0^{R_{c1}} \rho \bar{V}_z c_p (\bar{T} - T_\infty) r dr = const, \quad \int_0^{R_{c2}} \rho \bar{V}_z^2 r dr = const. \quad (13)$$

Систему уравнений (2.68)-(2.76) необходимо дополнить зависимостями молекулярных коэффициентов переноса, теплофизических пара-

метров и радиационных потерь плазмообразующего газа (воздуха) от температуры и давления:

$$\rho = \rho(T, p); \quad c_p = c_p(T, p); \quad \chi = \chi(T, P); \quad \mu = \mu(T, p); \quad W = W(T, p), \quad (14)$$

которые были взяты из [9].

Входящие в уравнения (7) и (8) коэффициенты вязкости и теплопроводности плазмы имеют вид:

$$\bar{\mu} = \mu + \mu_T, \quad \bar{\chi} = \chi + \chi_T,$$

где μ_T , χ_T - коэффициенты турбулентной вязкости и теплопроводности.

Коэффициент турбулентной теплопроводности χ_T выражается через коэффициент турбулентной вязкости с помощью соотношения

$$\chi_T = \mu_T \frac{c_p}{Pr_T},$$

где турбулентное число Прандтля принималось равным $Pr_T = 0,8$ [9], а значение турбулентной вязкости μ_T определялось по методике, предложенной в [11].

Данная система уравнений решалась численно методом конечных разностей.

Численный расчет движения и нагрева мелкодисперсных частиц угля в плазменной струе. Для моделирования взаимодействия потока частиц пылеугольной смеси с плазменной струей предложена модель загруженной плазменной струи, позволяющая рассчитывать не только скорость и нагрев частиц в плазменной струе, но и учесть обратное влияние частиц на параметры плазмы – захолаживание и торможение последней. Для моделирования взаимодействия потока нагреваемых частиц с плазменной струей применен метод квазиодной частицы, согласно которому поведение большого числа частиц рассматривается без учета их взаимного влияния (столкновений, экранировки, дробления и т.п.). Тогда можно применить уравнения нагрева и движения одной частицы для определения параметров всего потока частиц. Отметим, что такой метод справедлив только для масштаба плазменной струи, гораздо большего размера обрабатываемых частиц. Частица с начальным диаметром $d_{ч0}$ вводится в плазменную струю так, как показано на рис. 1, при этом необходимо задать Z_0 - координату точки ввода, φ - угол ввода частицы, d_c - диаметр транспортирующего канала и g_c - расход транспортирующей

щего газа. Расчет нагрева частиц в плазменной струе основывается на решении нестационарного уравнения теплопроводности

$$\rho_c c_{pc} \frac{\partial T_c}{\partial t} = \frac{1}{r^2} \frac{\partial}{\partial r} \left(r^2 \chi_c \frac{\partial T_c}{\partial r} \right), \quad (15)$$

где $T_c(r, t)$ - пространственно-временное распределение температуры частицы; $\rho_c(T_c)$, $c_{pc}(T_c)$, $\chi_c(T_c)$ - плотность, теплоемкость и теплопроводность материала частицы.

Уравнение (15) дополняется начальными и граничными условиями

$$T_c(0) = T_0, \quad (16)$$

$$\frac{\partial T_c(0, t)}{\partial r} \Big|_{r=0} = 0, \quad -\chi_c \frac{\partial T_c}{\partial r} \Big|_{r=R_c} = q(t). \quad (17)$$

Здесь $q(t)$ - вводимый через поверхность частицы тепловой поток; $R_c(t)$ - текущий радиус частицы, который изменяется в результате испарения частицы, когда ее температура достигает значения $T_{\text{кун}}$.

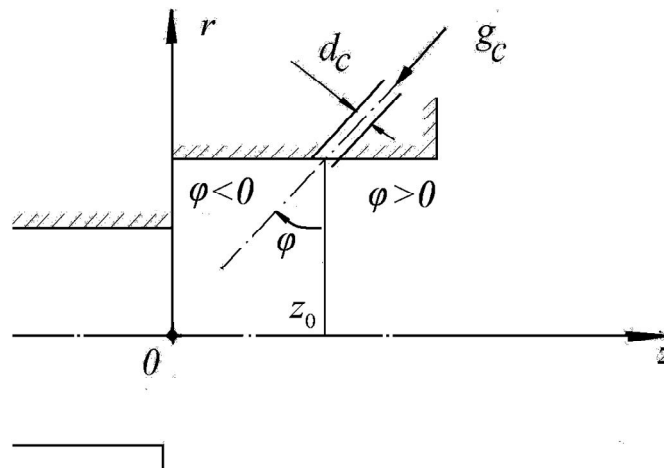


Рисунок 1 – Схема ввода нагреваемых частиц в плазменную струю

Будем считать, что скорость испарения материала частицы не ограничивается скоростью разлета пара, а наличие пара вокруг частицы не ограничивает поступающий в нее тепловой поток. Обмен энергией между частицей и плазменной струей описывается на основе комбинированной модели конвективно-радиационного теплообмена [10,11]:

$$q = \alpha(\tilde{T} - T_c) + \varepsilon_T \sigma_{sb}(\tilde{T}^4 - T_c^4), \quad (18)$$

где \tilde{T} - температура плазмы в точке нахождения частицы, определяемая с учетом локального снижения температуры исходной струи за счет ее загрузки порошковым материалом; σ_{sb} - постоянная Стефана-Больцмана. Коэффициент теплообмена α оценивается на основе критериальной зависимости [10]:

$$Nu = 2 \frac{\chi_T}{\chi} + 0,6 Re^{0,5} Pr^{0,33} \left(\frac{\rho \mu}{\rho_T \mu_T} \right)^{0,2}, \quad (19)$$

где числа Нуссельта и Рейнольдса вычисляются с использованием текущего значения скорости и радиуса частицы:

$$Nu = \frac{2\alpha R_q}{\chi}, \quad Re = \frac{\rho |\vec{V}_z - \vec{V}_q| 2R_q}{\mu}, \quad (20)$$

\vec{V}_z - скорость плазменного потока в точке нахождения частицы, определяемая с учетом локального снижения скорости плазмы за счет загрузки порошковым материалом.

При описании движения частиц порошкового материала будем считать, что на частицу действует только сила аэродинамического сопротивления

$$\vec{F} = 0,5 \rho C_d S (\vec{V}_z - \vec{V}_q) |\vec{V}_z - \vec{V}_q|, \quad (21)$$

где $S = \pi R_q^2$ - миделево сечение частицы, а коэффициент лобового сопротивления в диапазоне $1 < Re < 500$ вычисляется по формуле Л.С. Клячко [10]:

$$C_d = 24 Re^{-1} + 4 Re^{-0,333}. \quad (22)$$

Расчет скорости частицы в плазменной струе сводится к решению уравнения движения

$$\frac{d(m_q \vec{V}_q)}{dt} = \vec{F}. \quad (23)$$

Для приближенного определения величины снижения энтальпии (и, соответственно, температуры) и скорости плазменной струи за счет ее загрузки дисперсным материалом используются следующие соотношения

$$\tilde{i} = i - \frac{K}{m_q} \Delta i_q, \quad (24)$$

$$\vec{V}_z = V_z - K(V_q - V_q \sin \varphi), \quad (25)$$

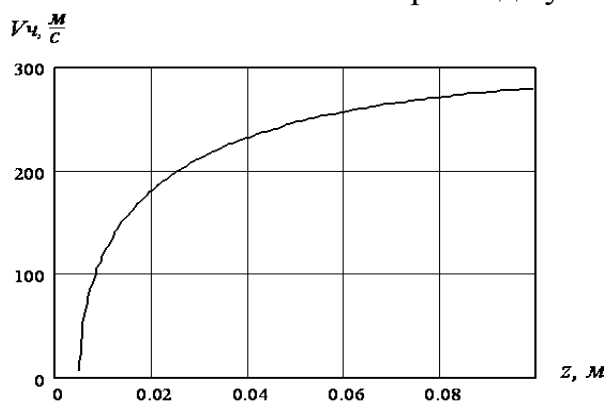
где K - коэффициент загрузки струи порошком, $K = \frac{M_q}{G}$; M_q - массовый расход обрабатываемого материала; Δi_q - приращение энтальпии частицы.

Результаты математического моделирования нагрева и движения мелкодисперсных частиц угля в воздушной плазменной струе. Основная цель математического моделирования нагрева частиц пылеугольной смеси заключалась в установлении возможности нагрева мелкодисперсных частиц донбасских углей до температур 700-800 К и выше в плазменной струе электродуговых плазмотронов, при этом принимались следующие предположения:

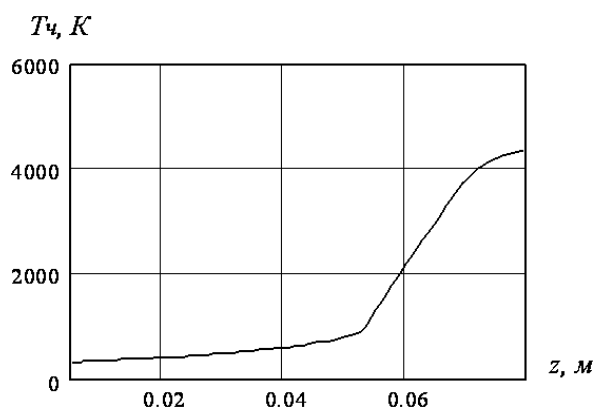
- смешение до полной однофазности происходит мгновенно;

- смесь монодисперсна и частицы не взаимодействуют между собой;
- частицы угля – сферы, целиком заполненные материалом;
- поскольку изменение размера частиц угля при выделении летучих зависит от состава угля сложным образом, то диаметр частиц принимался постоянным;
- вследствие малости размеров частиц и достаточно высокой теплопроводности угля градиент температуры внутри частиц пренебрежимо мал;
- движение и нагрев частиц угольного порошка происходит в приосевой области плазменного потока;
- плазмообразующий газ постоянного химического состава.

Для моделирования использовались теплофизические данные угля Донецкого бассейна марки ГД (шахта «Центральная») [12]. На рис. 2 и 3 показаны осевые распределения температуры и скорости частиц угля марки ГД при разных значениях массового расхода угольной пыли.

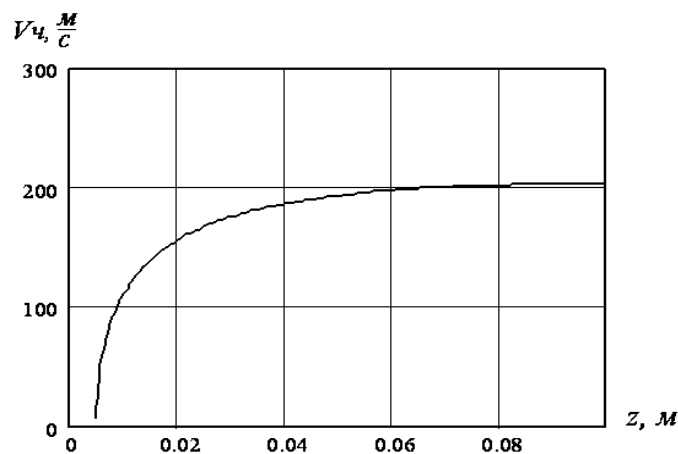


а

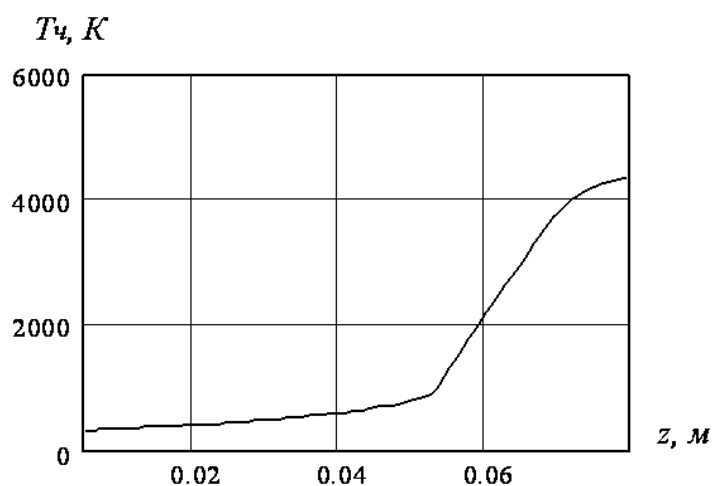


б

Рисунок 2 - Распределение скорости (а) и температуры (б) частиц угля диаметром 40 мкм марки ГД при массовом расходе 500 кг/ч



а



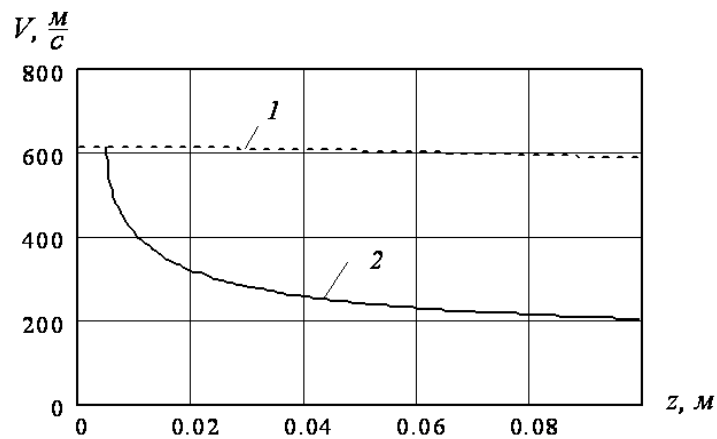
б

Рисунок 3 - Распределение скорости (а) и температуры (б) частиц угля диаметром 40 мкм марки ГД при массовом расходе 1000 кг/ч

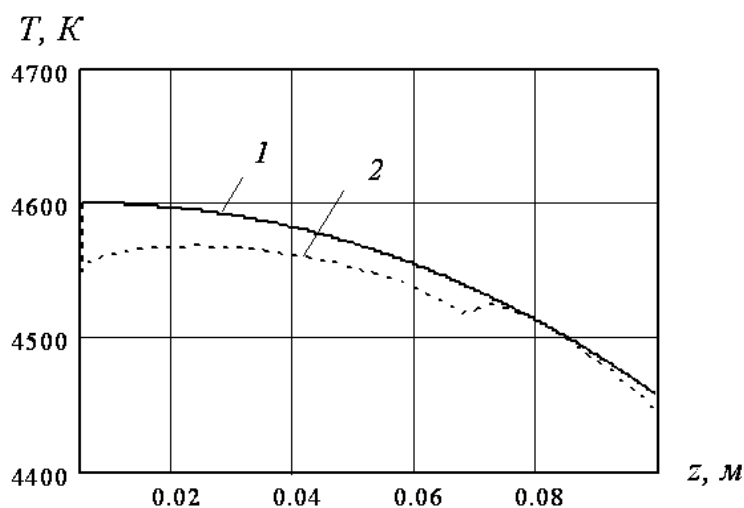
Диаметр частиц принимался равным 40 мкм, место подачи - на расстоянии $5 \cdot 10^{-3}$ м от среза сопла плазмотрона, начальная скорость частиц – 55 м/с. Расчет показал, что увеличение загрузки плазменной струи нагреваемым материалом с 500 кг/ч до 1000 кг/ч приводит к заметному уменьшению скорости движения частиц угля и незначительному изменению распределения температуры частиц, что связано со снижением температуры и скорости в исходной плазменной струе при загрузке ее порошковым материалом (рис. 4).

На рис. 5 приведены расчетные данные нагрева частиц угля марки ГД при расходе газа $G = 0,142$ кг/с, силе тока $I = 1000$ А и массовом расходе 2000 кг/ч в зависимости от диаметра частиц угля. Как видно, увеличение диаметра частиц приводит к снижению скорости движения и температуры частиц, причем при указанных режимах нагрева значи-

тельный рост температуры для частиц с диаметром 20 мкм наблюдается на дистанции порядка 0,045 м, тогда как для частиц с диаметрами 40 мкм и 60 мкм рост температуры более монотонный.



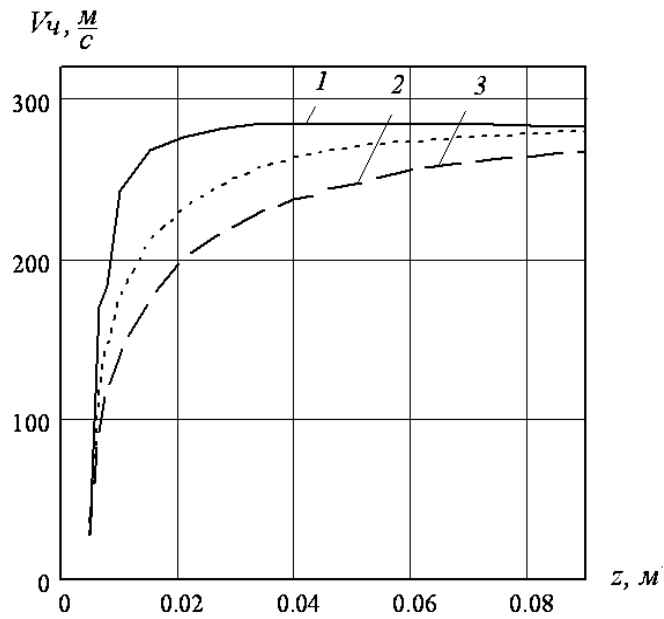
а



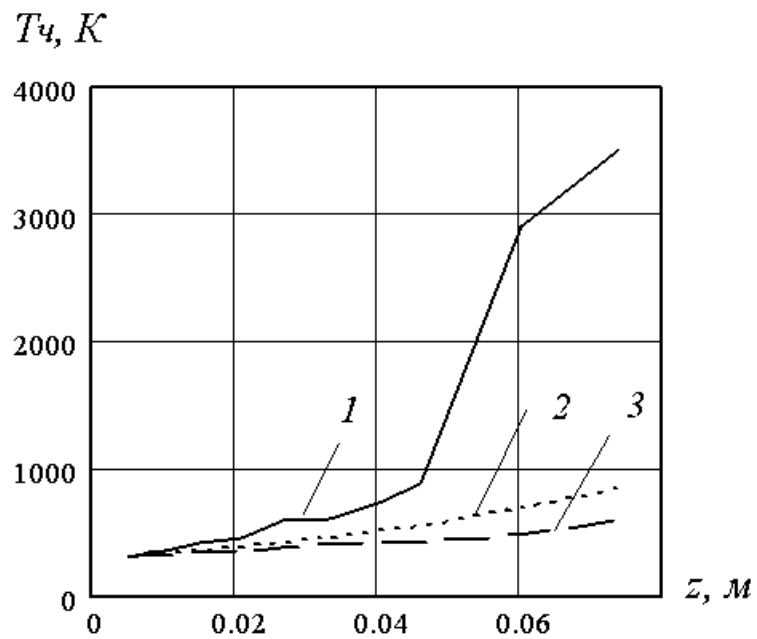
б

- 1 – невозмущенная плазменная струя;
 2 – плазменная струя с загрузкой угольной пылью

Рисунок 4 - Осевые распределения скорости (а) и температуры (б) плазменной струи при ее загрузке угольным порошком с массовым расходом 1000 кг/ч



а



б

1 – 20 мкм; 2 – 40 мкм; 3 – 60 мкм

Рисунок 5 - Распределения скорости (а) и температуры (б) частиц угля марки ГД в зависимости от диаметра частиц

Таким образом, выполненное математическое моделирование движения и нагрева частиц угля может быть использовано при создании установок для плазменной газификации угля и определения режимов работы плазмотронов.

Библиографический список

1. Дзюба В.Л. *Физика, техника и применение низкотемпературной плазмы* / В.Л. Дзюба, К.А. Корсунов. – Луганск: Изд-во ВНУ им. В. Даля, 2007. – 448 с.

2. *Плазмохимическая переработка угля* / М.Ф. Жуков, Р.А. Калинин, А.А. Левицкий, Л.С. Полак. – М.: Наука, 1990. – 200 с.

3. Рутберг Ф.Г. *Экспериментальная разработка методов плазменной газификации каменного угля как основы создания технологии производства жидких топлив* / Ф.Г. Рутберг // *Энергоэффективность: междунар. науч.-практ. конф.: тезисы докл.* – К.: Институт газа НАНУ, 2008. – С.10.

4. Бочкис Д.М. *Плазмохимическая газификация высокозольного углеродсодержащего топлива с получением синтез-газа для прямой конверсии аммиака* / Д.М. Бочкис, В.И. Цыганов // *Плазмотехнология: сб. науч. трудов.* – К.: УМК ВО, 1991. – С.48-51.

5. Тимошевский А.Н. *Применение систем плазменного воспламенения угольной пыли в котлах Таишагольской производственно-отопительной котельной* / [А.Н. Тимошевский, И.М. Засыпкин, С.П. Ващенко и др.] // *Новости теплоснабжения.* – 2002. - №1(17). – С.14-21.

6. Даутов Г.Ю. *Плазмотроны со стабилизированными электрическими дугами* / Г.Ю. Даутов, В.Л. Дзюба, И.Н. Карп. – К.: Наук. думка, 1984. – 168 с.

7. Корсунов К.А. *Исследование электрической дуги в условиях турбулентного теплообмена* / К.А. Корсунов // *Электротехника та електроенергетика.* – 2003. - № 2. – С.20-23.

8. *Численный расчет параметров воздушной плазменной струи* / В.Л. Дзюба, К.А. Корсунов, Г.С. Калюжный, С.Н. Сергиенко // *Сборник трудов ДонГТУ.* – Алчевск, ДонГТУ, 2009. – Вып. 29. – С.305-312.

9. *Теория столба электрической дуги* / [В.С. Энгельшт, В.Ц. Гурович, Г.А. Десятков и др.]. – Новосибирск: Наука, 1990. – 376 с. – (Низкотемпературная плазма. Т. 17).

10. Донской А.В. *Электроплазменные процессы и установки в машиностроении* / А.В. Донской, В.С. Клубникин. – Л.: Машиностроение, 1979. – 221 с.

11. Компьютерное моделирование процесса плазменного напыления / [Ю.С. Борисов, И.В. Кривцун, А.Ф. Мужиченко и др.] // Автоматическая сварка. – 2000. - № 12. – С.42-51.

12. Ильченко К.Д. Теплофизические свойства углей Украины / К.Д. Ильченко, М.Б. Ревенко // *Металлургическая теплотехника: сб. науч. трудов Национальной металлургической академии Украины.* – Днепропетровск: Новая идеология, 2009. – Вып. 1 (16). – С.110 – 117.

Рекомендована к печати д.т.н., проф. Заблодским Н.Н.

*к.т.н. Саратовский Р.Н.,
Афанасьев А.М.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)*

РЕЗОНАНСНЫЙ ИНВЕРТОР С КОМБИНИРОВАННОЙ СТРУКТУРОЙ

Розглянуто схемну реалізацію резонансного інвертора з комбінованою структурою з його системою управління, описаний принцип його роботи та проаналізовані навантажувальні та регулювальні характеристики.

Ключові слова: *резонансний інвертор, система управління, індукційне навантаження, імпульсний перетворювач.*

Рассмотрена схемная реализация резонансного инвертора с комбинированной структурой с его системой управления, описан принцип его работы и проанализированы нагрузочные и регулировочные характеристики.

Ключевые слова: *резонансный инвертор, система управления, индукционная нагрузка, импульсный преобразователь.*

В последние годы активно разрабатываются специализированные индукционные технологии для реализации процессов, в которых необходимо регулирование высокочастотного тока или его стабилизация при изменении параметров индукционной технологической нагрузки в широких пределах. К таким процессам можно отнести индукционный нагрев под закалку или наплавку [1].

Источники питания высокочастотных установок индукционного нагрева должны обеспечивать следующие основные показатели: регулирование выходной мощности в широком диапазоне, высокий КПД и коэффициент использования вентилей по мощности. Однако следует отметить, что необходимость регулирования выходной мощности в широком диапазоне, как правило, требует усложнения схемотехники источников питания за счет введения дополнительных регулирующих полупроводниковых элементов, что приводит к повышению потерь в схеме и снижению коэффициента использования вентилей по мощности.

Таким образом, актуальной является задача разработки технических решений, которые позволят обеспечить указанные основные показатели источников питания для установок индукционного нагрева.

Для решения задач, связанных с построением источников питания для высокочастотного индукционного нагрева, всё чаще находят применение схемы резонансных инверторов, среди которых можно выделить: резонансный инвертор напряжения (РИН) и резонансный инвертор тока (РИТ). Достоинством схемы РИН являются лучшие массогабаритные показатели по сравнению с РИТ из-за отсутствия входного низкочастотного индуктивного фильтра. Достоинством схемы РИТ является лучшее использование вентиляей по току и более удобное согласование ее с индукционной технологической нагрузкой, благодаря синусоидальной форме выходного напряжения по сравнению с РИН, форма выходного напряжения которого является прямоугольной. Следовательно, в схеме РИТ транзисторы будут иметь меньшие статические потери мощности и отсутствие высших гармонических составляющих в выходном напряжении предполагает малые потери мощности при передаче энергии по силовому кабелю до индуктора. Что касается коммутационных потерь в силовых ключах, то и для РИН, и для РИТ они будут минимальными при обеспечении режима “мягкой” коммутации транзисторов. Для задач связанных с плавным регулированием мощности, применяют неуправляемые выпрямители с импульсным преобразователем (ИП) на входе инвертора. При этом, в зависимости от способа регулирования ИП можно рассматривать как управляемый источник напряжения $u(D)$ или управляемый источник тока $i(D)$ [2, 3].

Анализ рассмотренных способов построения высокочастотных резонансных инверторов позволяет предположить, что улучшение их энергетических характеристик может быть достигнуто путем синтеза новой структуры на базе наиболее перспективных схем – инвертора тока и импульсного преобразователя [4]. Это позволит повысить коэффициент использования вентиляей по мощности и КПД, более эффективно использовать вентиляи по току, обеспечить регулирование выходного напряжения с режимом “мягкой” коммутации вентиляей и уменьшить массогабаритные показатели.

В результате синтеза разработана схема резонансного инвертора с комбинированной структурой и представлена на рисунке 1 вместе с упрощенной структурной схемой системы управления.

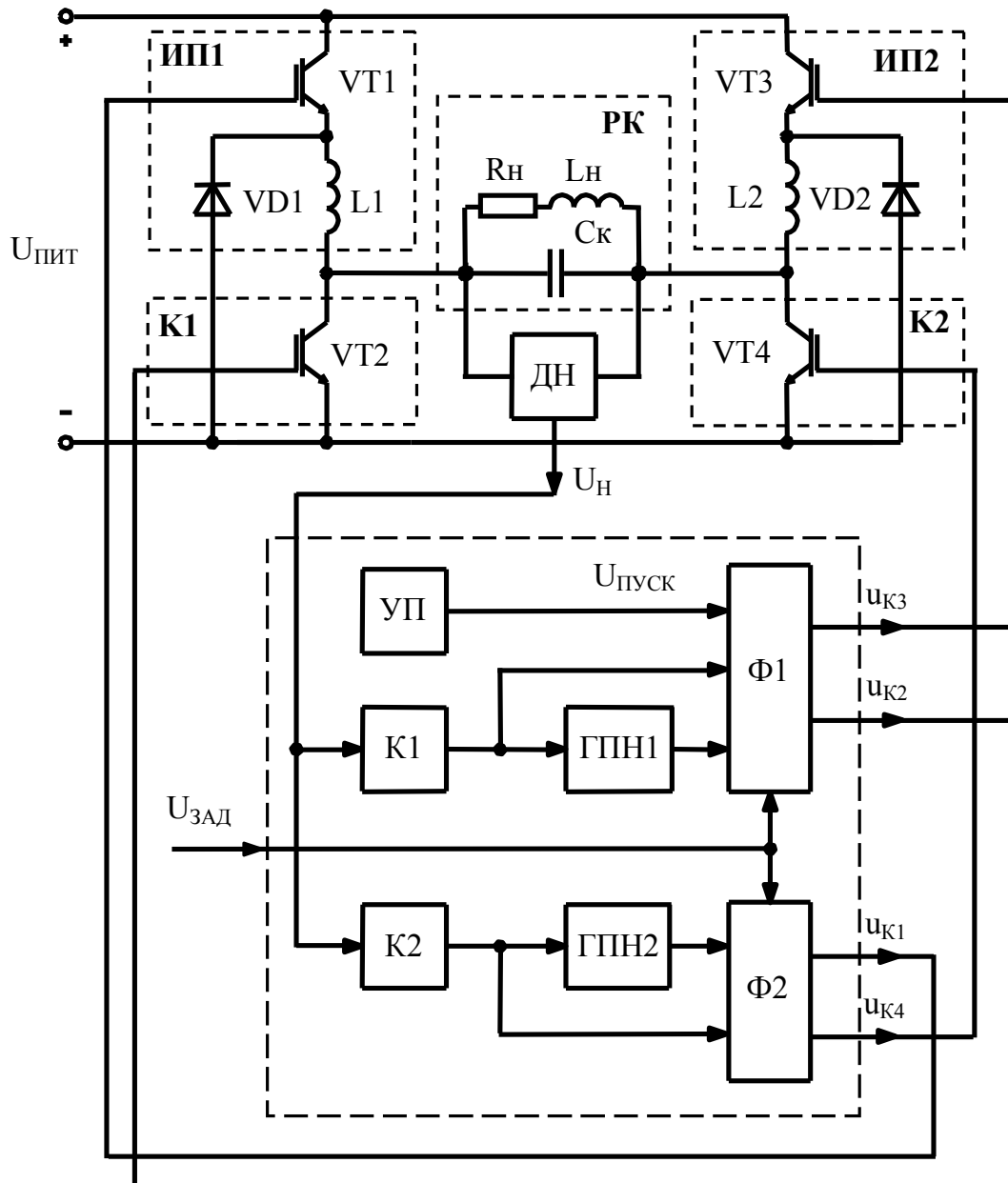


Рисунок 1 – Схема резонансного инвертора со структурной схемой системы управления

Представленная комбинированная структура высокочастотного инвертора реализована в виде моста с двумя силовыми стойками, состоящими из последовательно включенных импульсных преобразователей ИП1, ИП2 и ключей К1, К2. В диагональ моста подключен параллельный резонансный контур (РК), представляющий собой индуктор – активно-индуктивную нагрузку $R_H L_H$ с параллельно включенным компенсирующим конденсатором C_K .

Для управления применен принцип самовозбуждения с синхронизацией по выходному напряжению и автоматической подстройкой фазы

управляющих импульсов, обеспечивающий “мягкую” коммутацию ключей K1 и K2, выполненных соответственно на IGBT-транзисторах VT2 и VT4. Формирование и регулирование выходного напряжения на индукторе осуществляется путем изменения коэффициента заполнения D импульсных преобразователей ИП1 и ИП2, построенных соответственно на IGBT-транзисторах VT1 и VT3, диодах VD1 и VD2 и накопительных дросселях L1 и L2, по принципу широтно-импульсной модуляции с синхронизацией выходным напряжением инвертора. Временные диаграммы, поясняющие формирование выходного напряжения при коэффициенте заполнения $D = 0.5$ в установившемся режиме приведены на рисунке 2.

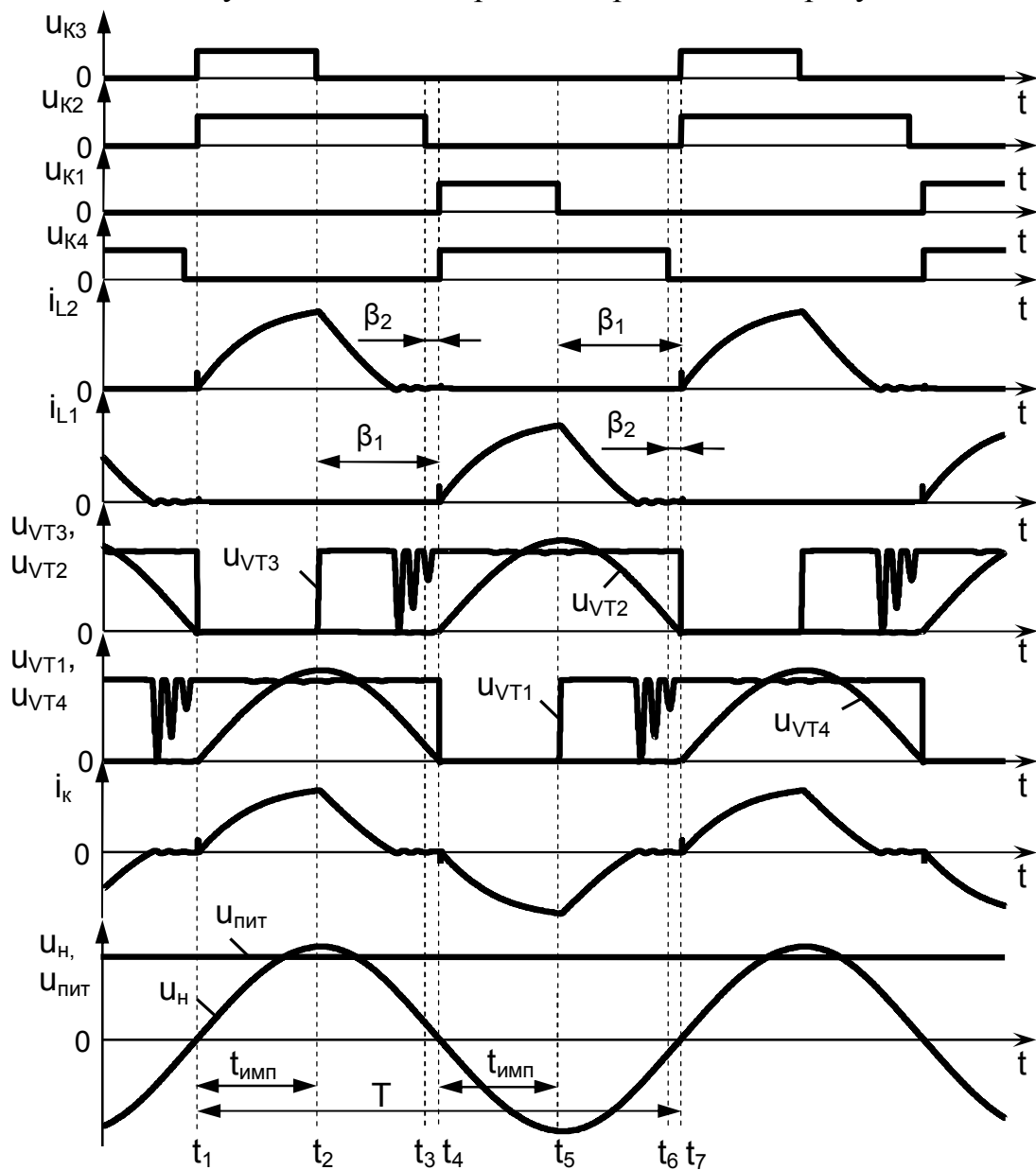


Рисунок 2 – Временные диаграммы работы инвертора

Работает инвертор следующим образом.

Питание инвертора осуществляется от источника постоянного напряжения $U_{\text{ПИТ}}$ через положительный «+» и отрицательный «-» входы инвертора. К параллельному РК подключен датчик напряжения (ДН), выходной сигнал $U_{\text{Н}}$ которого подаётся в систему управления для синхронизации с моментами переходов выходного напряжения через нуль. Перед включением инвертора в систему управления на узлы формирования ($\Phi 1$ и $\Phi 2$) импульсов управления соответственно для транзисторов $VT2$, $VT3$ и $VT1$, $VT4$ поступает сигнал задания $U_{\text{ЗАД}}$, соответствующий заданному коэффициенту заполнения D , который отвечает определенному значению выходного напряжения. Как только на положительный «+» и отрицательный «-» входы инвертора подается питание от источника постоянного напряжения $U_{\text{ПИТ}}$ осуществляется пуск инвертора. Для этого узлом пуска (УП) формируется сигнал $U_{\text{ПУСК}}$, который поступает на четвертый вход узла $\Phi 1$. В результате по фронту сигнала $U_{\text{ПУСК}}$ в момент времени t_1 на обоих выходах узла $\Phi 1$ одновременно формируются первые импульсы управления $u_{\text{К}2}$ и $u_{\text{К}3}$, которые открывают соответственно транзисторы $VT2$ и $VT3$. В результате чего происходит запуск инвертора, а по образованной цепи «+» - $VT3$ - $L2$ - РК - $VT2$ - «-» - «+», благодаря небольшой индуктивности накопительного дросселя $L2$ через открытые транзисторы $VT2$ и $VT3$ формируется коммутирующий ток $i_{\text{К}}$, возбуждающий РК, в котором начинает формироваться положительная синусоидальная полуволна выходного напряжения $u_{\text{Н}}$.

В результате на выходе ДН формируется сигнал обратной связи $U_{\text{Н}}$ пропорциональный положительной полуволне выходного напряжения $u_{\text{Н}}$, который подается в систему управления одновременно на компараторы $K1$ и $K2$. В результате на выходах $K1$ и $K2$ формируются противофазные прямоугольные импульсы, при этом фронта и срезы этих импульсов синхронизированы с моментами перехода выходного напряжения через нулевое значение. Так с появлением на выходе ДН положительной полуволны сигнала обратной связи $U_{\text{Н}}$ на выходе $K1$ формируется отрицательный, а на выходе $K2$ формируется положительный прямоугольные импульсы. Сформированный отрицательный прямоугольный импульс на выходе $K1$ запускает генератор пилообразного напряжения ГПН1, в результате чего на его выходе формируется сигнал пилообразной формы, причем время нарастания этого сигнала соответствует длительности положительной полуволны сигнала $U_{\text{Н}}$. А сформированный положительный импульс на выходе $K2$ блокирует ГПН2, в результате в течение этого времени на его выходе сигнал пилообразной формы отсутствует. Далее сигналы с выхода $K1$ и с выхода ГПН1 поступают соответственно на первый и второй входы узла $\Phi 1$, а на третий его вход подается управляющий сигнал $U_{\text{ЗАД}}$, соответствующий задан-

ному коэффициенту заполнения D , который устанавливает определенный (регулируемый) угол опережения β_1 относительно перехода выходного напряжения через нулевое значение. Далее в узле Φ_1 происходит сравнение управляющего сигнала U_{3AD} с пилообразным. В результате сравнения этих сигналов, в момент времени t_2 , на первом выходе узла Φ_1 исчезает импульс управления u_{K3} , транзистор VT_3 закрывается и энергия, накопленная в дросселе L_2 , начинает сбрасываться через обратный диод VD_1 уже по другой цепи построенной из элементов $VD_2 - L_2 - РК - VT_2 - VD_2$. Коммутирующий ток i_K в этой цепи начинает уменьшаться и достигает нулевого значения раньше, чем выходное напряжение u_H перейдет через нулевое значение. После этого сигнал с ГПН1 продолжает поступать на второй вход узла Φ_1 , в котором происходит сравнение пилообразного сигнала с уставкой, которая задает небольшой фиксированный угол опережения β_2 относительно момента перехода выходного напряжения через нулевое значение (момент времени t_4). В результате сравнения этих сигналов, в момент времени t_3 , на втором выходе узла Φ_1 исчезает импульс управления u_{K2} , транзистор VT_2 закрывается, и с момента времени t_3 до t_4 формируется пауза для надежного коммутационного режима транзисторов.

Таким образом, за время $t_1 - t_4$ формируется положительная полуволна коммутирующего тока i_K , возбуждающая РК, в котором формируется положительная синусоидальная полуволна выходного напряжения u_H .

В момент времени t_4 напряжение u_H достигает нулевого значения, K_1 и K_2 это фиксируют и значения сигналов на их выходах меняются на противоположные. Сформированный отрицательный прямоугольный импульс с K_2 поступает на первый вход узла Φ_2 . В результате синхронно в момент перехода выходного напряжения через нулевое значение (момент времени t_4) на обоих выходах узла Φ_2 одновременно формируются следующие импульсы управления u_{K1} и u_{K4} , которые открывают соответственно транзисторы VT_1 и VT_4 . В результате образуется вторая цепь «+» - $VT_1 - L_1 - РК - VT_4 - \leftarrow$ - «+», по которой благодаря также небольшой индуктивности накопительного дросселя L_1 через открытые транзисторы VT_1 и VT_4 формируется коммутирующий ток i_K в противоположном направлении, который вновь возбуждает РК. Благодаря резонансным свойствам этого контура начинает формироваться отрицательная синусоидальная полуволна выходного напряжения u_H .

В результате на выходе ДН вновь формируется сигнал обратной связи U_H пропорциональный отрицательной полуволне выходного напряжения u_H . Так с появлением на выходе ДН, отрицательной полуволны сигнала обратной связи U_H в момент времени t_4 на выходе K_1 формируется положительный, а на выходе K_2 формируется отрицательный прямоугольные импульсы. Сформированный на выходе K_1 положи-

тельный импульс блокирует ГПН1, в результате на его выходе в течение этого времени вновь отсутствует сигнал пилообразной формы. По срезу отрицательного прямоугольного импульса с выхода К2, в момент времени t_4 , запускается ГПН2, в результате чего на его выходе формируется сигнал пилообразной формы, причем время нарастания этого сигнала соответствует длительности уже отрицательной полуволны сигнала обратной связи U_H .

Далее сигналы с выхода К2 и с выхода ГПН2 поступают соответственно на первый и второй входы узла Ф2, а на третий его вход также подается управляющий сигнал $U_{3АД}$, который устанавливает тот же угол опережения β_1 . Далее в узле Ф2 происходит сравнение сигнала $U_{3АД}$ с пилообразным. В результате сравнения этих сигналов, в момент времени t_5 , на первом выходе узла Ф2 исчезает импульс управления $u_{К1}$, транзистор VT1 закрывается и энергия, накопленная уже в дросселе L1, начинает также сбрасываться через обратный диод VD1 уже по другой цепи, построенной из элементов VD1 - L1 - РК - VT4 - VD1. Коммутирующий ток в этой цепи i_K начинает уменьшаться и достигает нулевого значения также раньше, чем напряжение u_H перейдет через нулевое значение. После этого сигнал с ГПН2 продолжает поступать на второй вход узла Ф2, в котором также происходит сравнение пилообразного сигнала с уставкой, которая задает такой же небольшой фиксированный угол опережения β_2 относительно момента перехода выходного напряжения через нулевое значение (момент времени t_7). В результате сравнения этих сигналов, в момент времени t_6 , на втором выходе узла Ф2 исчезает импульс управления $u_{К4}$, транзистор VT4 закрывается, и с момента времени t_6 до t_7 вновь формируется пауза для надежного коммутационного режима транзисторов.

Таким образом, за время $t_4 - t_7$ формируется отрицательная полуволна коммутирующего тока i_K , которая снова возбуждает РК, в котором формируется уже отрицательная синусоидальная полуволна выходного напряжения u_H .

Следовательно, за счет поочередного включения транзисторов VT1, VT4 и VT3 и VT2 в обоих диагоналях моста в моменты переходов выходного напряжения u_H через нулевое значение и поочередного выключения транзисторов VT2 и VT4 с небольшим фиксированным углом опережения β_2 , а транзисторов VT1 и VT3 в ИП1 и ИП2 с определенным (регулируемым) углом опережения β_1 формируется коммутирующий ток i_K , а в РК на индукторе формируется синусоидальное напряжение u_H . Далее процесс формирования коммутирующего тока и выходного напряжения повторяется. При этом угол опережения β_1 соответствует определенному коэффициенту заполнения D, определяемого как

$$D = \frac{t_{\text{имп}}}{0.5 \cdot T}, \quad (1)$$

где $t_{\text{имп}}$ - время импульса, в течение которого открыты транзисторы VT1 и VT3;

T - период следования импульсов управления.

Изменяя управляющим сигналом $U_{\text{зАд}}$ коэффициент заполнения D импульсов управления $u_{\text{к1}}$ и $u_{\text{к3}}$ от 0.02 до 0.95 осуществляется глубокое регулирование среднего значения коммутирующего тока $i_{\text{к}}$, что приводит к расширению диапазона регулировки выходного напряжения.

За счет включения транзисторов VT1, VT3 при нулевом токе, а выключения при нулевом напряжении u_{VT1} и u_{VT3} , включения и выключения транзисторов VT2 и VT4 при нулевом токе и при нулевом напряжении u_{VT2} и u_{VT4} , снижаются динамические потери в транзисторах при формировании и регулировании выходного напряжения $u_{\text{н}}$.

Все это приводит к расширению функциональных и эксплуатационных возможностей использования инвертора с комбинированной структурой для высокочастотного индукционного нагрева металлов. А применение синхронного алгоритма управления позволяет использовать его в установках индукционного нагрева металлов с различными индукторами и глубоким регулированием мощности.

Для анализа работы предложенной схемы инвертора было использовано программное обеспечение OrCAD 9.2, с помощью которого получены и исследованы нагрузочные и регулировочные характеристики.

Анализ нагрузочных характеристик был проведен для двух значений коэффициента заполнения $D = 0,3$ и $0,5$ при изменении параметров нагрузки за время технологического цикла $T_{\text{ц}}$, график изменения которых на рисунке 3 представлен в зависимости от относительного времени цикла $t/T_{\text{ц}}$.

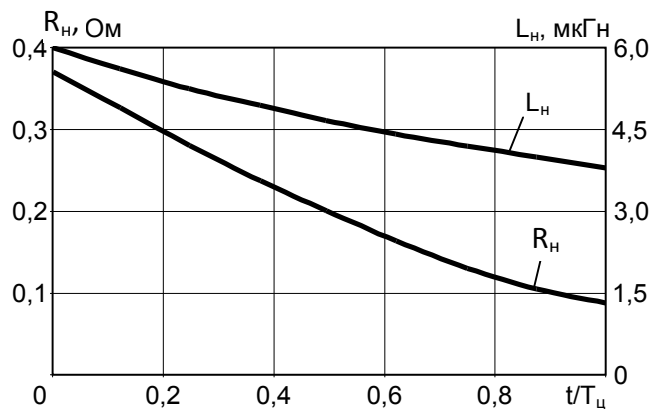


Рисунок 3 - График изменения параметров нагрузки за относительное время цикла нагрева $t/T_{\text{ц}}$

В результате получены и представлены на рисунке 4 нагрузочные характеристики инвертора, а именно графики изменения потребляемой мощности P_d и выходной частоты f_H , зависимости изменения амплитудных значений тока I_{Hm} и напряжения U_{Hm} при изменении параметров нагрузки за относительное время цикла $t/T_{ц}$.

На рисунке 5 представлены регулировочные характеристики инвертора, а именно, изменение потребляемой мощности P_d и выходной частоты f_H , зависимости амплитудных значений тока нагрузки I_{Hm} и напряжения на ней U_{Hm} при изменении коэффициента заполнения D от 0,1 до 0,9 для двух крайних значений добротности нагрузки $Q=6$ и 20.

Из представленных зависимостей на рисунке 4 видно, что при неизменном коэффициенте заполнения D с прогретой деталью потребляемая мощность P_d незначительно падает, а выходная частота повышается на 20%, при этом увеличиваются амплитудные значения тока I_{Hm} и напряжения U_{Hm} .

Из представленных зависимостей на рисунке 5 видно, что рекомендуемым значением диапазона изменения коэффициента заполнения D является 0,1 – 0,6, свыше 0,6 наступает режим, при котором энергия, накопленная в дросселе, не успевает сброситься в нагрузку до включения следующей пары транзисторов, что сопровождается значительным увеличением токов транзисторов VT1-VT4, приводящее к большим потерям мощности и снижению КПД, и увеличением амплитудных значений тока I_{Hm} и напряжения U_{Hm} .

Полученные зависимости показывают, что данный инвертор целесообразно использовать в режиме стабилизации выходных параметров.

Выводы

Предложенная комбинированная структура резонансного инвертора, в котором благодаря замене входного дросселя фильтра на два меньших по габаритам накопительных дросселя обеспечивает высокие массогабаритные показатели, надежность его работы и динамические характеристики. Благодаря применению двух импульсных регуляторов в структуре инвертора с синхронным формированием импульсов управления транзисторами в обоих диагоналях моста в моменты переходов выходного напряжения через нулевое значение обеспечивается достаточно глубокое регулирование выходной мощности при низких динамических потерях включения в транзисторах. Синхронный алгоритм управления позволяет использовать такой инвертор с комбинированной структурой в установках индукционного нагрева металлов с различными индукторами и глубоким регулированием мощности.

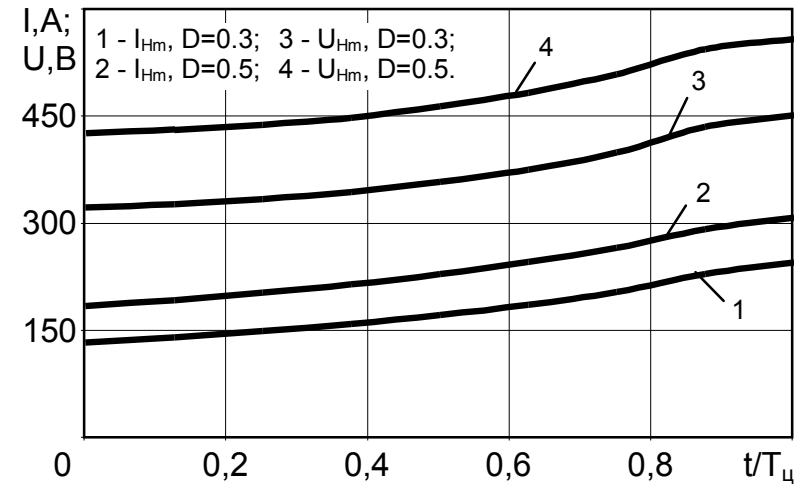
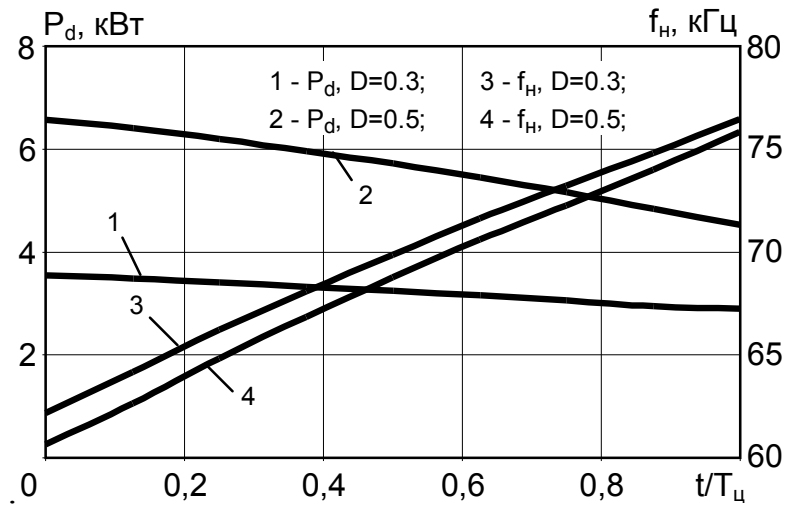


Рисунок 4 - Нагрузочные характеристики инвертора для двух значений коэффициента $D = 0,3$ и $0,5$.

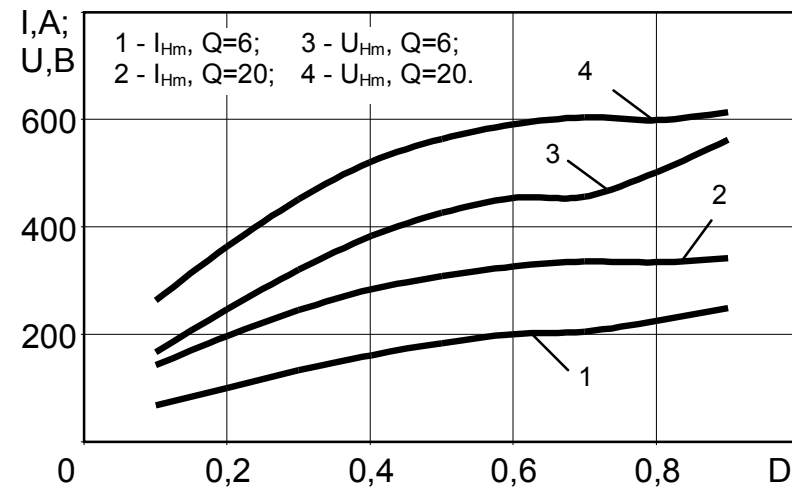
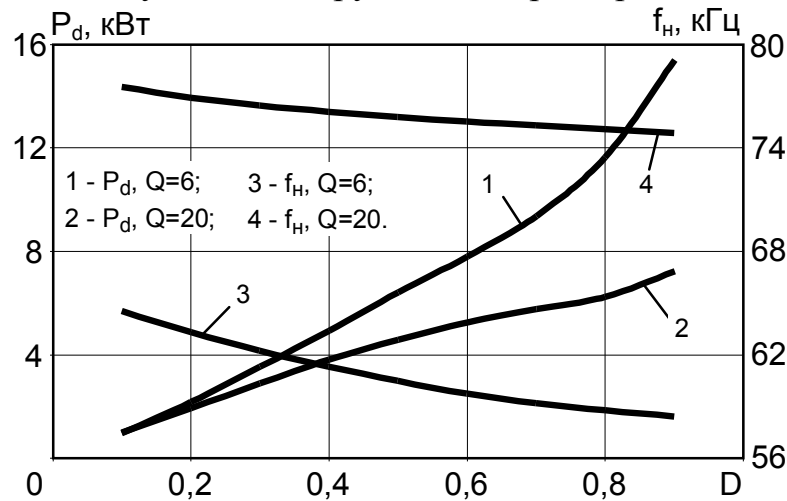


Рисунок 5 - Регулировочные характеристики инвертора для двух значений добротности нагрузки $Q=6$ и 20 .

Библиографический список

1. Тиристорные преобразователи повышенной частоты для электротехнологических установок / Беркович Е.И., Ивенский Г.В., Иоффе Ю.С., Моргун В.В.]. – 2-е изд., перераб. и доп. – Л.: Энергоатомиздат, Ленинград. отд-ние, 1983. - 208с.

2. Поляков В.Д. Высокочастотный генератор для индукционного нагрева / В.Д. Поляков, Э. Чаколя // Электротехника. – 2000. – № 12. – С. 31–34.

3. Тихомиров И.С. Адаптивный алгоритм самовозбуждения транзисторного инвертора напряжения для установок индукционного нагрева / И.С. Тихомиров А.С. Васильев, Д.А. Патанов // Журнал научных публикаций аспирантов и докторантов. – 2008. – №8. – С.262-267.

4. Афанасьев А.М. Улучшение энергетических характеристик параллельного резонансного инвертора / А.М. Афанасьев // Технічна електродинаміка. – 2012. – №3 – С. 63 – 64.

Рекомендована к печати д.т.н., проф. Лушиком В.Д.

*Кофанова Н.В.,
к.т.н. Кишенько В.Д.,
к.т.н. Смітюх Я.В.
(НУХТ, м. Київ, Україна)*

СИТУАЦІЙНЕ УПРАВЛІННЯ БРАГОРЕКТИФІКАЦІЙНОЮ УСТАНОВКОЮ ЗА ДОПОМОГОЮ ЕКСПЕРТНОЇ СИСТЕМИ

В статті наведені результати теоретичних досліджень, запропоноване вирішення проблеми ситуаційного управління брагоректифікаційною установкою за допомогою експертної системи.

Ключові слова: *автоматизована система управління, база знань, експертна система, інтелектуальні системи, ланцюг логічного виведення, лінгвістична апроксимація, реальний масштаб часу, ситуаційне управління, сценарний підхід, технологічний об'єкт управління.*

В статье приведены результаты теоретических изысканий, предложено решение проблемы ситуационного управления брагоректификационной установкой при помощи экспертной системы.

Ключевые слова: *автоматизированная система управления, база знаний, интеллектуальные системы, лингвистическая аппроксимация, реальный масштаб времени, ситуационное управление, сценарный поход, технологический объект управления, цепочка логического вывода, экспертная система.*

I. Теоретичні аспекти

Актуальним вимогам сучасного стану багаторівневого розвитку наукової, технологічної та інтелектуальної бази спиртового виробництва відповідає необхідність підвищення рівня автоматизації [1] , що полягає зокрема в інтелектуалізації автоматизованого управління брагоректифікаційними установками [2]. Створення експертної системи ситуаційного управління реального часу згідно нормативам науково – дослідної роботи Міністерства освіти і науки України «Створити наукові основи управління біотехнологічними процесами харчових виробництв на основі принципів самоорганізації та адаптації» здійснює на даному етапі досягнення поставленої мети.

Головним визначальним фактором дієздатності автоматизації спиртового виробництва постає впровадження принципів контролю, управління, автоматичного регулювання параметрів технологічного процесу[1]. Брагоректифікаційна установка спиртового заводу має всі

характерні ознаки складної технологічної системи. Ефективне керування таким об'єктом вимагає застосування інтелектуальних технологій, зважаючи на високу ступінь невизначеності технологічної інформації, наявності багатьох альтернатив при прийнятті рішень по керуванню, значної нелінійності і нестационарності характеристик. Прийняття рішень по керуванню на основі інтелектуальних механізмів передбачає дослідження та розробку методів побудови інформаційних середовищ, що відображують знання експертів у відповідності до встановлених за певними ознаками виробничих ситуацій і рішень, що приймаються згідно з визначеними ситуаціями[3].

Розв'язання задач ситуаційного керування брагоректифікаційною установкою в режимі реального часу (тобто дані, що надходять до функціонуючої експертної системи, оброблюються потім в чітко зазначені моменти часу) і, в першу чергу, забезпечення високих якісних кондицій продукту - спирту-ректифікату при досягненні потрібного рівня продуктивності та питомих витрат сировини і енергії неможливо за допомогою традиційних існуючих методів [4]. Дійсно, при ситуаційному управлінні брагоректифікаційною установкою використовуються складні математичні моделі статистики та динаміки процесів брагоректифікації на основі опису явищ тепломасообміну, які надзвичайно складні в реалізації в алгоритмах ситуаційного керування. Особливо така негативна риса цих моделей проявляється при переходах між різними режимами функціонування технологічного об'єкту управління [5]. Тому необхідно розробити оригінальні алгоритми на основі інженерії знань та використати нові інформаційні технології, які дозволили б уникнути вищенаведених труднощів.

На етапі інтенсивно використовуються розроблені у великій кількості інструментальні засоби для побудови експертних систем, і останнім часом затребуваності набувають здебільш динамічні експертні системи [6]. Також в контексті розробленої експертної системи слід зауважити, що йдеться зокрема про динамічну експертну систему, що вирішує такі задачі, як моніторинг в реальному масштабі часу, ситуаційне управління виробничими процесами, виявлення несправностей тощо.

Однією з найбільш складних проблем, що виникають при розробці експертних систем реального часу, є перетворення знань про технологічний об'єкт управління та прийнятних способів вирішення поточних ситуаційних питань в раціональну форму для ефективного використання на різних ієрархічних рівнях управління [7].

II. Результати досліджень

З метою отримання знань був проведений всесторонній аналіз процесів брагоректифікації як об'єкта керування. Статичні характеристики брагоректифікаційної установки оцінювались з точки зору їх

чутливості. Особлива увага була приділена параметрам, що характеризують якість продукції, а також енергетичні та матеріальні витрати: вміст етанолу в рідині, вміст ефіро-альдегідної та сивушної фракцій, втрати спирту в барді та лютерній воді, питомі витрати пари та охолоджувальної води. Вивчалися властивості брагоректифікаційної установки в широкому спектрі змінювання продуктивності, які характеризують потенціальні можливості для її керування.

БРУ відносяться до складних об'єктів управління з високим ступенем невизначеності, яка особливо проявляється при виникненні проблемних ситуацій, що потребують поряд із формальними алгоритмами застосування евристик та алгоритмів, оснований на досвіді, дослідженнях, інтуїції, творчих здібностях тощо досвідчених фахівців – експертів. Через суттєву нелінійність природи об'єкту управління виникає необхідність в розробці евристичних моделей, методів прийняття рішень, побудованих на знаннях, та реалізованих на сучасних програмно-технічних комплексах у вигляді підсистем інтелектуальної підтримки прийняття технологічних рішень систем управління БРУ, і на новітньому рівні розвинення науково-технічного прогресу та нанотехнологій актуальним є створення експертної системи в якості дорадчої в складі автоматизованої системи управління брагоректифікаційною установкою.

За методикою [8] проведена лінгвістична апроксимація основних технологічних змінних та сформовані продукційні правила керування, що відображують всі аспекти ситуаційної поведінки процесів ректифікації.

На рисунку 1 поданий фрагмент лінгвістичної апроксимації технологічних змінних брагоректифікаційної установки із запозиченими відповідними позначеннями координат та функцій належності.

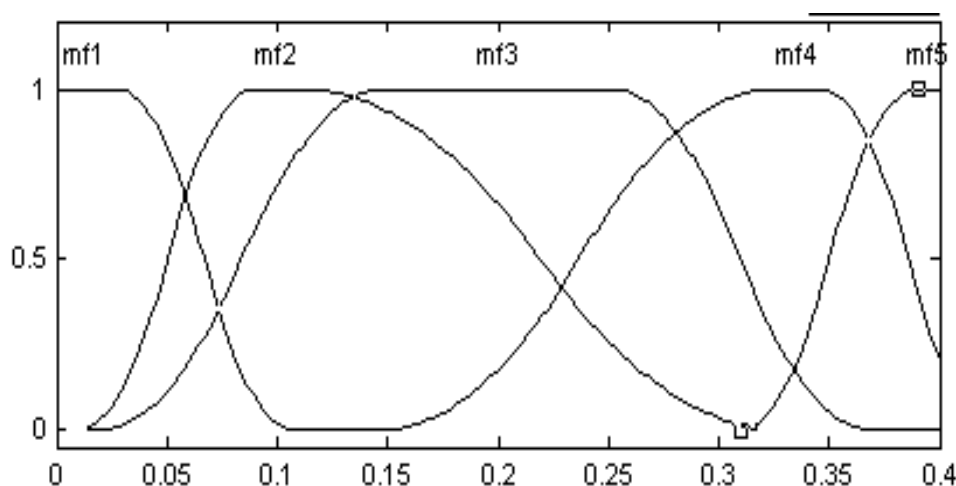


Рисунок 1 - Лінгвістична апроксимація за вхідними змінними БРУ.
Тиск верху епіюраційної колони

Позначення та координати функцій належності наведені в таблиці 1.

Таблиця 1 - Позначення та координати функцій належності

позначення терму	Тиск верху ЕК	Координати функції, яка апроксимує функцію належності
Mf1	низька	[0 0 0.0269 0.107]
Mf2	Нижче середн.	[0.01004 0.09004 0.11 0.3286]
Mf3	норма	[0.019 0.149 0.251 0.369]
Mf4	Вище норми	[0.1466 0.326 0.346 0.426]
Mf5	висока	[0.31 0.39 0.41 0.49]

Розроблена база знань, яка являє собою сукупність сформованих продукційних правил із зворотнім ланцюгом логічного виведення.

Користуючись методами когнітивної інтроспекції, механізм логічного виведення побудований на сценарно-прецедентній концепції.

Вибір необхідного сценарію, як блоку нечіткої моделі сценаріїв, здійснюється модулем вибору сценаріїв управління із бази знань в результаті аналізу та розпізнавання ситуацій і прогнозу розвитку об'єкта. На програмному рівні кожний блок являє собою окрему автономну підсистему загальної системи бази знань, представлених за допомогою продукційних правил типу *If ... then* (Якщо ..., ТОДІ).

Вигляд нечіткого сценарію для завантаження відповідної підсистеми бази знань, як приклад для вибору сценаріїв максимізації продуктивності, може бути записаний так:

1. *If (QvBKoth is mf1) and (Qv_BK is mf1) and (PvBK is mf2) and (PnizBK is mf2) and (QothEK is mf3) and (PvEK is mf3) and (Fep is mf3) and (X0EK is mf3) and (PvRK is mf3) and (Tcontrtar is mf3) and (Temp-NizRK is mf3) then (ScenarSys is mf1) mf3) (1)*

Після вибору необхідної підсистеми сценаріїв завантажуються підсистема аналізу поточної ситуації, та вибудовується укрупнена послідовність дій для досягнення поставленої цілі управління:

2. *If (Scenar is mf1)) then (VbrajkinaBK is mf4)(DSPIRTA is mf4)(VpariBK is mf4)(VpariEK is mf3)(VparinaRK is mf4) ...*

Реалізація розробленої інтелектуальної системи керування брагоректифікаційною установкою здійснювалась на основі сучасних інструментальних засобів CLIPS, проводиться підготовча робота з метою використання оболонки динамічних експертних систем G2. Створена інте-

лектульна система керування брагоректифікаційною установкою інтегрована в АСУТП спиртового заводу на основі мікропроцесорних контролерів, SCADA та MES систем.

Висновки

В результаті досліджень створена інтелектуальна система ситуаційного управління брагоректифікаційною установкою з використанням сучасних комп'ютерних технологій, що забезпечує ресурсо- та енергозощаджувальне функціонування технологічного комплексу спиртзаводу: підвищилась якість продукції, зменшились втрати сировини та енергії.

Бібліографічний список

1. *Мандельштейн М.Л. Численное решение одной задачи статической оптимизации процесса бинарной ректификации / М.Л. Мандельштейн, Л.А. Аксельрод. - В кн.: системный анализ и алгоритмизация производственных процессов. - Киев, 1973. - С.69-77.*

2. *Искусственный интеллект и интеллектуальные системы управления / И.М. Макаров, В.М. Лохин, С.В. Манько, М.П. Романов. - Санкт-Петербург, Наука, 2006. - 336с.*

3. *Ладанюк А.П. Основи системного аналізу: навчальний посіб./ А.П. Ладанюк. - Вінниця: Нова книга, 2004. - 176 с.*

4. *Поспелов Д.А. Ситуационное управление: теория и практика / Д.А. Поспелов. - М.: Наука, 1986. - 288с.*

5. *Бондаренко М.Ф. Оптимізаційні задачі в системах прийняття рішень / М.Ф. Бондаренко, А.М. Гвоздинський. - Інститут змісту та методів навчання, Харківський держ. технічний ун-т. радіоелектроніки. - Х., 1998. - 215 с.*

6. *Ямпольський Л.С. Штучний інтелект у плануванні та управлінні виробництвом: підручник / Л.С. Ямпольський, О.А. Лавров. - К.: Вища шк., 1995. - 255 с. : іл.*

7. *Джордж Ф. Люгер Искусственный интеллект : стратегии и методы решения сложных проблем, 4-е издание: пер. с англ./ Джордж Ф. Люгер. - М.: Издательский дом «Вильямс», 2005. - 864 с.: ил. - Парал. тит. англ.*

8. *Ситуаційна модель управління брагоректифікаційною установкою/К.Г. Пилипчук, Я.В. Смітюх, В.Д. Кишенько, Н.В. Кофанова // Програма і матеріали 66 – ої наукової конференції молодих вчених, аспірантів і студентів, Ч. II. - К.: УДУХТ, 2000. - 77с.*

Рекомендована к печати д.т.н., проф. Заблудским Н.Н.

*Афанасьев А.М.,
Еремина А.В.*

(ДонГТУ, г.Алчевск, Украина, alexandr.afanasyev@gmail.com)

ЗАВИСИМОСТЬ ЭНЕРГЕТИЧЕСКИХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ СИЛОВЫХ КЛЮЧЕЙ ИМПУЛЬСНЫХ ПРЕОБРАЗОВАТЕЛЕЙ ОТ КОЭФФИЦИЕНТА ПУЛЬСАЦИИ ТОКА

Отримані аналітичні вирази для визначення енергетичних показників силових ключів імпульсних перетворювачів для лінійно змінюючихся форм струму з використанням коефіцієнта пульсації струму накопичувальної індуктивності K_{RL} .

***Ключові слова:** коефіцієнт пульсації струму, форма струму, енергетичні показники.*

Получены аналитические выражения для определения энергетических показателей силовых ключей импульсных преобразователей для линейно изменяющихся форм тока с использованием коэффициента пульсации тока накопительной индуктивности K_{RL} .

***Ключевые слова:** коэффициент пульсаций тока, форма тока, энергетические показатели.*

Введение. При анализе закономерностей изменения энергоэффективности импульсных преобразователей от режимов работы, важно учитывать конкретную форму тока, протекающего через силовые ключи, поскольку кривая изменения тока оказывает влияние как на средние и действующие значения токов силовых ключей, определяющих мощность потерь проводимости, так и на токи, соответствующие моментам переключения, определяющие мощность потерь переключения [1].

Так как на энергетические показатели импульсных преобразователей оказывают влияние размах пульсации тока накопительной индуктивности и его среднее значение [2-3], то их соотношение – коэффициент пульсации K_{RL} удобно использовать как для определения средних и действующих значений токов силовых ключей схемы, так и для задания режимов работы накопительной индуктивности [5].

Постановка задачи. Получить аналитические выражения, определяющие влияние формы тока на энергетические показатели силовых ключей импульсных преобразователей с помощью коэффициента пульсации K_{RL} .

Изложение материала и полученные результаты. При определении энергетических показателей принимаются допущения: мощность потерь во всех элементах схемы равна нулю, накопительная индуктивность является линейным элементом, пульсации напряжения на фильтрующих конденсаторах импульсного преобразователя считаются пренебрежимо малыми.

Работа импульсного преобразователя предполагает периодическое (за время T) подключение накопительной индуктивности L с помощью силовых ключей к источнику ЭДС в течение времени импульса t_p и к нагрузке в оставшееся время ($T - t_p$) [2-4]. При этом, в течение времени t_p происходит накопление энергии в индуктивности, и с учетом принятых допущений, закон изменения тока в накопительной индуктивности можно считать линейным.

$$\Delta I_L = t_p \cdot \frac{U_L}{L}, \quad (1)$$

где $\Delta I_L = (I_{Lmax} - I_{Lmin})$ – размах пульсации тока накопительной индуктивности, U_L – напряжение, прикладываемое к индуктивности в течение времени t_p .

Изменение тока индуктивности, протекающего через ключ будет определяться соотношением частоты коммутации, параметров нагрузки и значения накопительной индуктивности, и в зависимости от режима работы, будет иметь прямоугольную (рис. 1 а), трапециидальную (рис.1 б) или треугольную форму (рис. 1 в).

Коэффициент пульсации тока накопительной индуктивности K_{RL} , с помощью которого задается кривая изменения тока, определяется выражением

$$K_{RL} = 0.5 \cdot \Delta I_L / I_{L AV}, \quad (2)$$

где $I_{L AV} = 0.5 \cdot (I_{Lmax} + I_{Lmin})$ – среднее значение тока накопительной индуктивности.

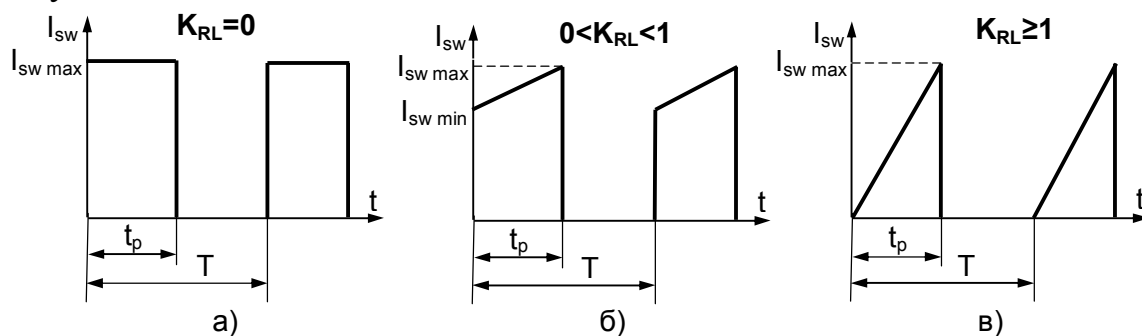


Рисунок 1 – Основные формы импульсов тока

Определение токов, соответствующих моментам переключения.

Токи, протекающие через силовые ключи, определяются током накопительной индуктивности. При этом, моменту включения соответствует минимальное значение тока $I_{sw\min}=I_{L\min}$, моменту выключения – максимальное значение $I_{sw\max}=I_{L\max}$, которые с учетом выражения (2) определяются выражениями (3), (4) при $0 < K_{RL} \leq 1$ и (5), (6) при $K_{RL} > 1$:

$$I_{sw\min} = I_{LAV} \cdot (1 - K_{RL}); \quad (3)$$

$$I_{sw\max} = I_{LAV} \cdot (1 + K_{RL}); \quad (4)$$

$$I_{sw\min} = 0; \quad (5)$$

$$I_{sw\max} = 2 \cdot I_{LAV} \cdot K_{RL}. \quad (6)$$

Определение среднего значения тока силового ключа.

Среднее значение тока ключа I_{swAV} определяется выражением

$$I_{swAV} = T^{-1} \cdot \int_0^{t_p} [i(t)] dt = T^{-1} \cdot \int_0^{t_p} [I_{sw\min} + (I_{sw\max} - I_{sw\min}) \frac{t}{t_p}] dt. \quad (7)$$

После преобразований получим:

$$I_{swAV} = [I_{sw\min} + 0.5 \cdot (I_{sw\max} - I_{sw\min})] \cdot D. \quad (8)$$

С учетом выражений (2), (4) и равенства минимальных и максимальных значений токов ключа и накопительной индуктивности, ($I_{sw\min}=I_{L\min}$, $I_{sw\max}=I_{L\max}$), среднее значение тока ключа I_{swAV} для $0 < K_{RL} \leq 1$ примет вид

$$I_{swAV} = I_{sw\max} \cdot \frac{D}{1 + K_{RL}} = I_{LAV} \cdot D, \quad (9)$$

где $D = t_p \cdot T^{-1}$ – относительная длительность проводящего состояния ключа.

Для $K_{RL} > 1$, когда $I_{sw\min} = 0$ с учетом выражений (2), (6) среднее значение тока ключа I_{swAV} примет вид

$$I_{swAV} = 0.5 \cdot I_{sw\max} \cdot D = I_{LAV} \cdot D \cdot K_{RL}. \quad (10)$$

Определение действующего значения тока силового ключа.

Действующее значение тока ключа I_{swRMS} определяется выражением

$$I_{swRMS} = \sqrt{T^{-1} \cdot \int_0^{t_p} [i(t)]^2 dt} = \sqrt{T^{-1} \cdot \int_0^{t_p} [I_{sw\min} + (I_{sw\max} - I_{sw\min}) \cdot \frac{t}{t_p}]^2 dt}. \quad (11)$$

После преобразований получим:

$$I_{swRMS} = \sqrt{\frac{D}{3} \cdot (I_{sw\max}^2 + I_{sw\max} I_{sw\min} + I_{sw\min}^2)}. \quad (12)$$

С учетом выражения (2), (4) действующее значение тока ключа I_{swRMS} для $0 < K_{RL} \leq 1$ примет вид

$$I_{swRMS} = I_{sw\max} \sqrt{\frac{D \cdot (K_{RL}^2 + 3)}{3 \cdot (K_{RL} + 1)^2}} = I_{LAV} \sqrt{\frac{D \cdot (K_{RL}^2 + 3)}{3}}. \quad (13)$$

Для $K_{RL} > 1$, когда $I_{sw\min} = 0$ с учетом выражений (2), (6) действующее значение тока ключа I_{swRMS} примет вид

$$I_{swRMS} = I_{sw\max} \cdot \sqrt{\frac{D}{3}} = I_{LAV} \cdot K_{RL} \cdot \sqrt{\frac{4 \cdot D}{3}}. \quad (14)$$

Определить коэффициенты пересчета значений, с учетом коэффициента K_{RL} можно из выражений (15) и (16) для $0 < K_{RL} \leq 1$

Коэффициент амплитуды тока

$$K_A = \frac{I_{sw\max}}{I_{swRMS}} = \sqrt{\frac{3 \cdot (K_{RL} + 1)^2}{D \cdot (K_{RL}^2 + 3)}}. \quad (15)$$

Коэффициент формы тока

$$K_F = \frac{I_{swRMS}}{I_{swAV}} = \sqrt{\frac{K_{RL}^2 + 3}{3 \cdot D}}. \quad (16)$$

Аналогично получены выражения коэффициентов пересчета значений для $K_{RL} > 1$

$$K_A = \sqrt{\frac{3}{D}}; \quad (17)$$

$$K_F = \sqrt{\frac{4}{3 \cdot D}}. \quad (18)$$

В таблицу 1 сведены аналитические выражения для определения минимальных и максимальных, средних и действующих значений тока ключа с учетом введенного коэффициента K_{RL} , а также зависимости коэффициентов пересчета (коэффициента амплитуды и коэффициента формы тока) от K_{RL} .

Таблица 1 – Зависимости минимальных, максимальных, средних и действующих значений токов силовых ключей, а также коэффициентов пересчета токов от коэффициента K_{RL}

	$K_{RL}=[0..1]$	$K_{RL}=[1..∞]$
Энергетические показатели	$I_{sw\ min} = I_{LAV} \cdot (1 - K_{RL})$	$I_{sw\ min} = 0$
	$I_{sw\ max} = I_{LAV} \cdot (1 + K_{RL})$	$I_{sw\ max} = 2 \cdot I_{LAV} \cdot K_{RL}$
	$I_{swAV} = I_{LAV} \cdot D$	$I_{swAV} = I_{LAV} \cdot D \cdot K_{RL}$
	$I_{swRMS} = I_{LAV} \sqrt{\frac{D \cdot (K_{RL}^2 + 3)}{3}}$	$I_{swRMS} = I_{LAV} \cdot K_{RL} \cdot \sqrt{\frac{4 \cdot D}{3}}$
	$K_A = \sqrt{\frac{3 \cdot (K_{RL} + 1)^2}{D \cdot (K_{RL}^2 + 3)}}$	$K_A = \sqrt{\frac{3}{D}}$
	$K_F = \sqrt{\frac{(K_{RL}^2 + 3)}{3 \cdot D}}$	$K_F = \sqrt{\frac{4}{3 \cdot D}}$

Выводы.

Определены зависимости энергетических показателей силовых ключей импульсных преобразователей от коэффициента пульсации тока накопительной индуктивности K_{RL} . Полученные аналитические выражения могут быть использованы для исследования закономерностей изменения энергетических показателей силовых полупроводниковых ключей импульсных преобразователей при изменении режимов протекания тока накопительной индуктивности.

Библиографический список

1. Колпаков А.И. Программа SemiSel 3.1 — новые возможности, новые перспективы [Текст]/ А.И. Колпаков // Силовая электроника. — № 3.— 2008.— С.26-30.
2. Моин В.С. Стабилизированные транзисторные преобразователи / В.С.Моин. — М.: Энергоатомиздат, 1986. — 376.
3. Севернс Р. Импульсные преобразователи постоянного напряжения для систем вторичного электропитания/ Р. Севернс, Г. Блум. — М.: Энергоатомиздат, 1988. — 294с: ил.
4. Мелешин В.И. Транзисторная преобразовательная техника/ В.И. Мелешин. — Москва: Техносфера, 2005. — 632 с.
5. Афанасьев А.М. Метод анализа режимов импульсных преобразователей напряжения с применением коэффициента пульсаций тока в накопительной индуктивности [Текст] / А.М. Афанасьев, А.А. Щерба, А.Н. Баранов // Технічна електродинаміка. Тем. вип. Силова електроніка та енергоефективність. Част. 4. — 2012. — С.62-67.

Рекомендована к печати д.т.н., проф. Заблудским Н.Н.

Кривошей Д.А.
(ДонДТУ, м. Алчевськ, Україна)
dmytro.kryvoshei@gmail.com

ДОСЛІДЖЕННЯ ХАРАКТЕРИСТИК ВТОРИННОГО ДЖЕРЕЛА ЖИВЛЕННЯ НА ОСНОВІ П'ЄЗОТРАНСФОРМАТОРА

Запропоновано структуру вторинного джерела живлення на основі п'єзотрансформатора та його схемотехнічну реалізацію. Описано експериментальний зразок пристрою, отримано та досліджено характеристики його роботи, надано рекомендації щодо його використання.

Ключові слова: *п'єзотрансформатор, вторинне джерело живлення, резонансна частота, коефіцієнт трансформації, коефіцієнт корисної дії.*

Предложена структура вторичного источника питания на основе пьезотрансформатора и его схемотехническая реализация. Описан экспериментальный образец устройства, получены и исследованы характеристики его работы, даны рекомендации по его использованию.

Ключевые слова: *пьезотрансформатор, вторичный источник питания, резонансная частота, коэффициент трансформации, коэффициент полезного действия.*

Вступ. Будова вторинного джерела живлення (ВДЖ), яке є невід'ємною частиною будь-якого електронного пристрою чи системи, зазвичай ґрунтується на використанні електромагнітного трансформатора. Такий спосіб має ряд суттєвих недоліків: подібним пристроям, як правило, притаманні значна розсіювана потужність, високий рівень нагрівання, низькі надійність та зносостійкість, незадовільні масогабаритні показники, створення електромагнітних перешкод, небезпека пробою обмоток тощо. На додачу до цього, отримання високих рівнів напруги за допомогою електромагнітного трансформатора є доволі складним завданням. Тому в спектроскопії і рентгеноскопії, іонній оптиці, світлотехніці, радіолокації, електросинтезі озону та інших галузях техніки, де застосовується висока напруга, для побудови ВДЖ можливе застосування альтернативних перетворювальних приладів – п'єзотрансформаторів (ПТ).

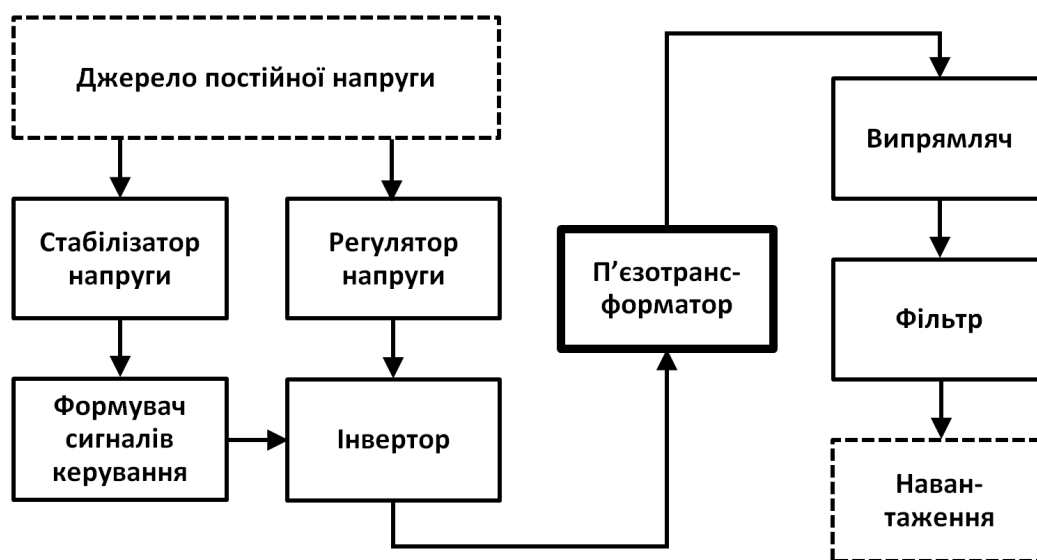
Дослідження в галузі використання ПТ активно проводяться за кордоном, здебільшого японськими та американськими науковцями, в

чому зацікавлені найвідоміші світові гіганти з виробництва електронного устаткування (NEC, Canon, Panasonic та ін.). Найбільш цікаві наукові розробки цієї галузі представлені в [1].

Попередні роботи автора присвячені дослідженням параметрів і характеристик ПТ [2], аналізу можливостей застосування цих приладів у складі перетворювальних пристроїв [1, 3–5].

Метою роботи є отримання характеристик ВДЖ, що побудоване на основі ПТ. Для досягнення мети поставлено задачі: розробити та виготовити експериментальний зразок пристрою, визначити особливості його роботи та дослідити основні залежності параметрів, які найсуттєвіше впливають на його роботу.

Структура пристрою. На базі раніше проведених досліджень [2–4, 6], враховуючи особливості роботи ПТ, запропоновано структуру ВДЖ на основі ПТ, яка наведена на рисунку 1.



Рисунк 1 – Структура вторинного джерела живлення на основі ПТ

Стабілізатор напруги забезпечує живлення системи керування постійною стабілізованою напругою необхідного рівня.

Регулятор напруги призначений для зміни опорної напруги для інвертора та відповідно варіювання амплітуди імпульсів збудження для ПТ в потрібному діапазоні.

Формувач сигналів керування здійснює генерування імпульсів керування інвертором. Частота цих імпульсів повинна відповідати резонансній частоті ПТ, що підтверджено дослідженнями, які наведено в [2, 3]. Налаштування на необхідну частоту є принциповим, оскільки відхилення від резонансного режиму роботи призводить до істотного зменшення коефіцієнту передачі ПТ, а, отже, усього пристрою.

Інвертор формує безперервні імпульси для збудження ПТ. Крім того, він виконує функцію узгодження вихідного каскаду формувача сигналів керування зі збуджувальною секцією ПТ.

ПТ забезпечує безпосереднє перетворення енергії до рівня декількох кіловольт з відповідним коефіцієнтом трансформації [2].

Випрямляч здійснює випрямлення змінної напруги на виході ПТ.

Фільтр зменшує пульсації у випрямленій напрузі.

Електрична принципова схема пристрою. В результаті попередніх досліджень [3, 4, 6] були визначені принципи побудови окремих функціональних блоків ВДЖ, а саме формувача сигналів керування та інвертора. Електрична принципова схема всього пристрою представлена на рисунку 2.

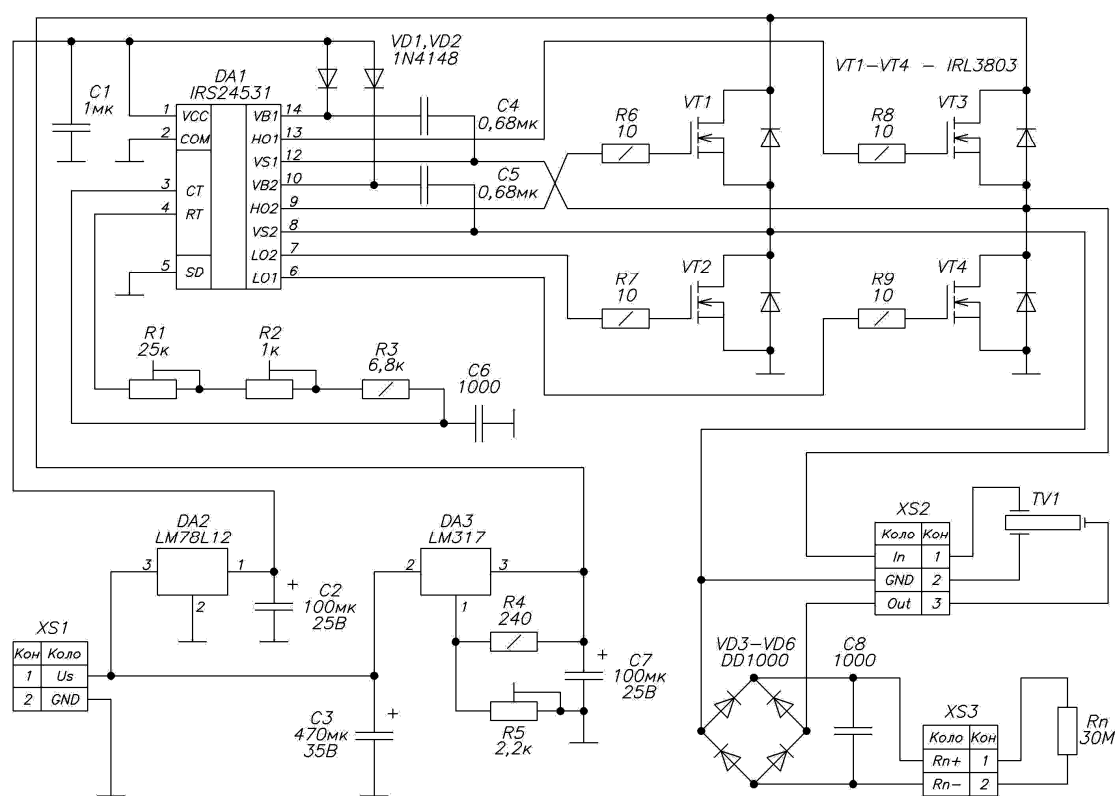


Рисунок 2 – Схема електрична принципова ВДЖ на основі ПТ

До клеми XS1 підключається джерело постійної напруги (акумулятор або випрямляч).

Стабілізатор напруги реалізований на мікросхемі DA2 L78L12, яка забезпечує стабільну вихідну напругу на рівні 12 В при коливаннях вхідної напруги у достатньо широкому діапазоні.

Регулятор напруги реалізований на мікросхемі DA3 LM317, яка забезпечує регулювання опорної напруги для інвертора в діапазоні від

1,25 В до значення, що відповідає вхідній напрузі від джерела постійної напруги. Варіювання рівня напруги здійснюється потенціометром R5.

Схема формувача сигналів керування побудована на базі мікросхеми DA1 IRS24531 [7], яка містить два вбудованих напівмостових драйвери, що працюють синхронно за мостовою схемою, опорний програмований генератор та схему, що формує «мертвий» час. Мікросхема DA1 забезпечує генерування сигналів у формі меандру (скважність імпульсів дорівнює двом).

В обв'язці мікросхеми є коло, що задає тривалість імпульсів керування (елементи R1–R3, C6), яке містить два потенціометри: для «грубого» й «точного» налаштування частоти імпульсів (елементи R1 та R2 відповідно). Параметри цього кола розраховуються за формулою:

$$f = \frac{1}{1,453 \cdot R_T \cdot C_T}, \quad (1)$$

де f – частота імпульсів, Гц;

R_T – опір кола, що задає тривалість імпульсів, Ом;

C_T – ємність кола, що задає тривалість імпульсів, Ф [7].

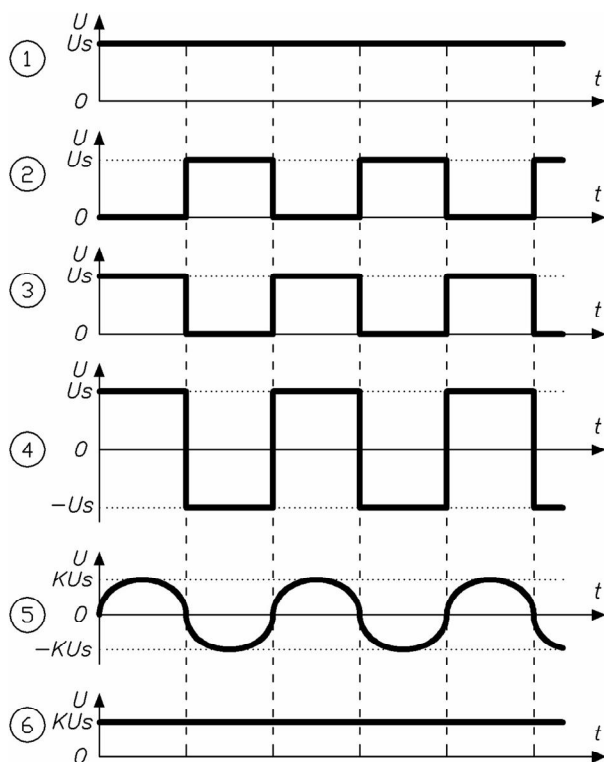
Інвертор побудований за мостовою схемою, в якості ключів використовуються чотири прилади MOSFET (VT1–VT4), передбачено резистори R6–R9, що обмежують струми заряду затворних ємностей, та накопичувальні ємності C4, C5 для живлення драйверу.

Підключення ПТ TV1 відповідає попереднім дослідженням [2, 4, 6], схеми включення випрямляча VD3–VD6 та фільтру C8 є традиційними і не потребують детального огляду.

Принцип роботи пристрою представлено графічно у вигляді діаграм на рисунку 3.

Підключення джерела постійної напруги (діаграма 1) змушує генерувати формувачем сигналів керування відповідні сигнали (діаграми 2, 3) у формі меандру для інвертора. У свою чергу, діставши енергію живлення й сигнали керування, інвертор починає формувати прямокутні двополярні імпульси з коефіцієнтом заповнення, що дорівнює 50 %, які відповідають резонансній частоті ПТ (діаграма 4). Вони змушують у збуджувальній секції ПТ почати формування механічних коливань, які, в свою чергу, проникаючи уздовж площини ПТ, викликають в його генераторній секції електричні коливання (діаграма 5). Електричні синусоїдальні коливання на виході ПТ перетворюються випрямлячем у

постійну високу напругу певної амплітуди з невеликими пульсаціями, що обумовлені характеристиками фільтру. Після цього випрямлена згладжена напруга (діаграма 6) прикладається до навантаження, викликаючи в ній електричний струм.



- 1 – напруга живлення від джерела постійної напруги
- 2 – сигнали керування ключами VT1, VT4
- 3 – сигнали керування ключами VT2, VT3
- 4 – імпульси збудження ПТ
- 5 – напруга на виході ПТ
- 6 – випрямлена згладжена напруга на навантаженні

Рисунок 3 – Діаграми напруг, що ілюструють принцип роботи пристрою

Експериментальний зразок пристрою виготовлено у відповідності зі схемою електричною принциповою на рисунку 2. Фотографія експериментального зразка та обладнання, що використовувалося для зняття експериментальних даних, представлена на рисунку 4.

Дослідження проводились із використанням різних типів ПТ (таблиця 1), які вироблено в Білорусі Вітебським заводом радіодеталей «Моноліт» [8]. Фотографія досліджуваних зразків представлена на рисунку 5.

Далі представлено **результати експериментів**.

На рисунку 6 зображені характеристики вхідних струмів через секції збудників ПТ у вигляді тривимірних поверхонь, що отримані за результатами інтерполяції масиву експериментальних даних. Для порівняння дані представлено для одношарового та багатошарового ПТ залежно від двох аргументів – частоти імпульсів збудження та опору навантаження.

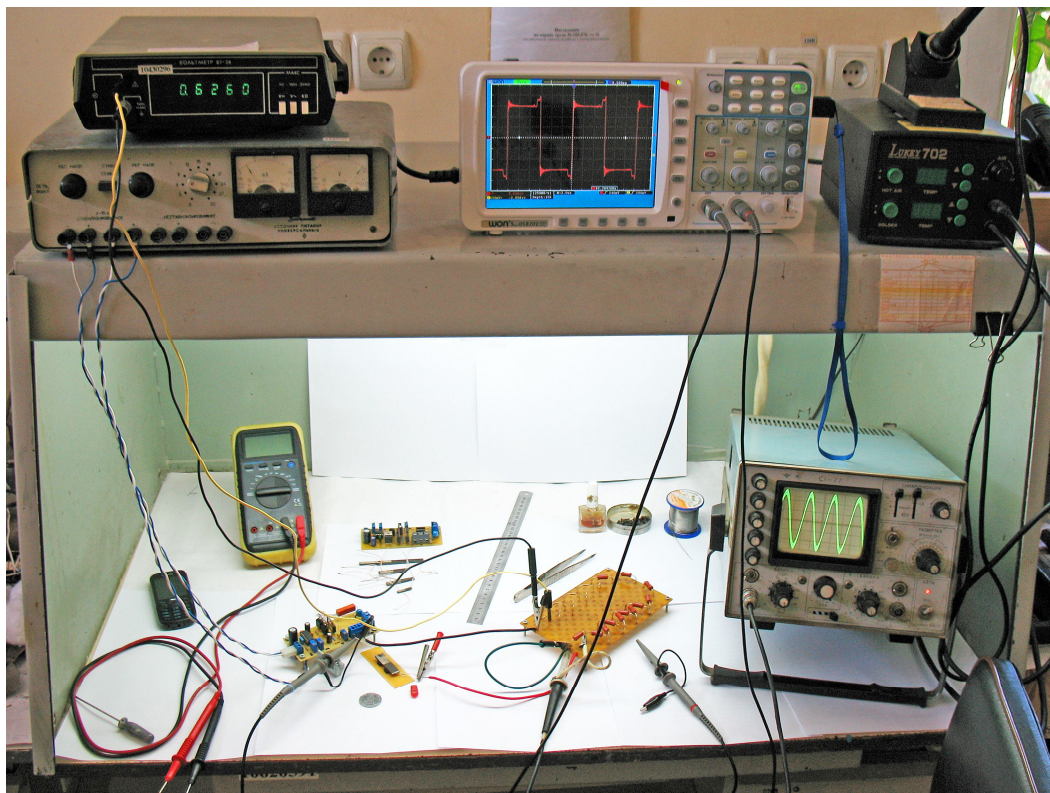
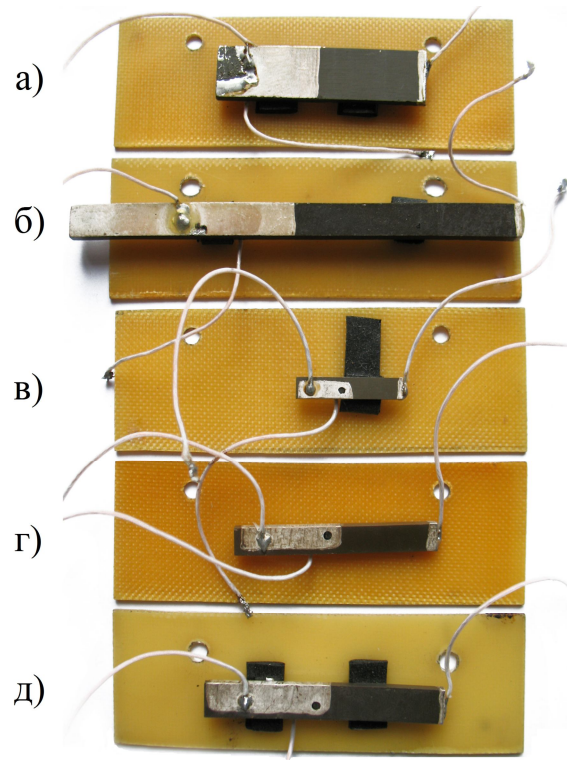


Рисунок 4 – Експериментальний зразок та обладнання для проведення експериментів

Таблиця 1 – Перелік досліджуваних п'єзотрансформаторів [8]

Тип	Технологічна будова	Тип п'єзо-кераміки	Геометричні розміри, мм	Частота основного резонансу, кГц	Вхідна ємність, нФ	Вихідна ємність, пФ
ТП-Р1 381002	Одношаровий	ЦТС-24	38×10×2	44–48	1,0	15,5
ТП-Р1 800603	Одношаровий	ЦТС-24	80×6×3	19–22	1,1	6,0
ТП-РМ 200402	Багатошаровий	ЦТССт-3	20×4×2	81–99	13,5	10,5
ТП-РМ 350502	Багатошаровий	ЦТССт-3	35×5×2	43–53	33,0	7,2
ТП-РМ 400602	Багатошаровий	ЦТССт-3	40×6×2	36–44	50,0	8,5



- а) ТП-Р1 381002
- б) ТП-Р1 800603
- в) ТП-РМ 200402
- г) ТП-РМ 350502
- д) ТП-РМ 400602

Рисунок 5 – Зовнішній вигляд досліджуваних п'єзотрансформаторів

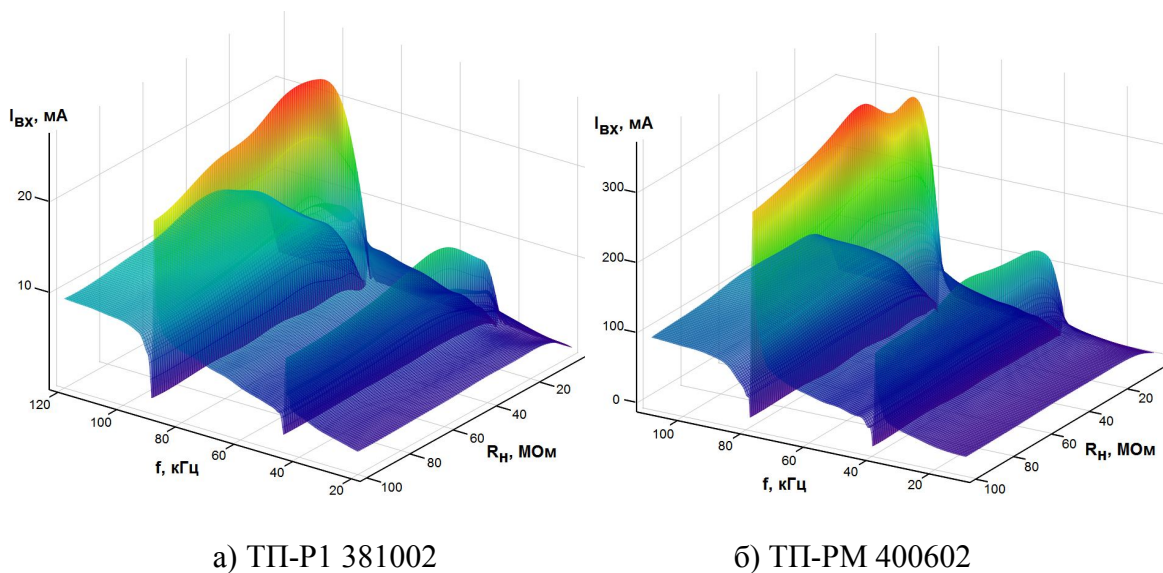


Рисунок 6 – Залежності струмів через вхідні секції ПТ від частоти імпульсів збудження та опору навантаження

Згідно рисунку 6 найбільші струми в пристрої спостерігаються на резонансних частотах другої моди коливань, використання багат шарових ПТ призводить до більших струмів у навантаженні, максимальні значення зафіксовані при підключенні до пристрою навантаження, опір якого знаходиться в діапазоні 20 – 40 МОм.

Тривимірні поверхні для струмів навантаження в залежності від двох аргументів – частоти імпульсів збудження та опору навантаження, що отримані методом інтерполяції експериментальних даних, наведено на рисунку 7.

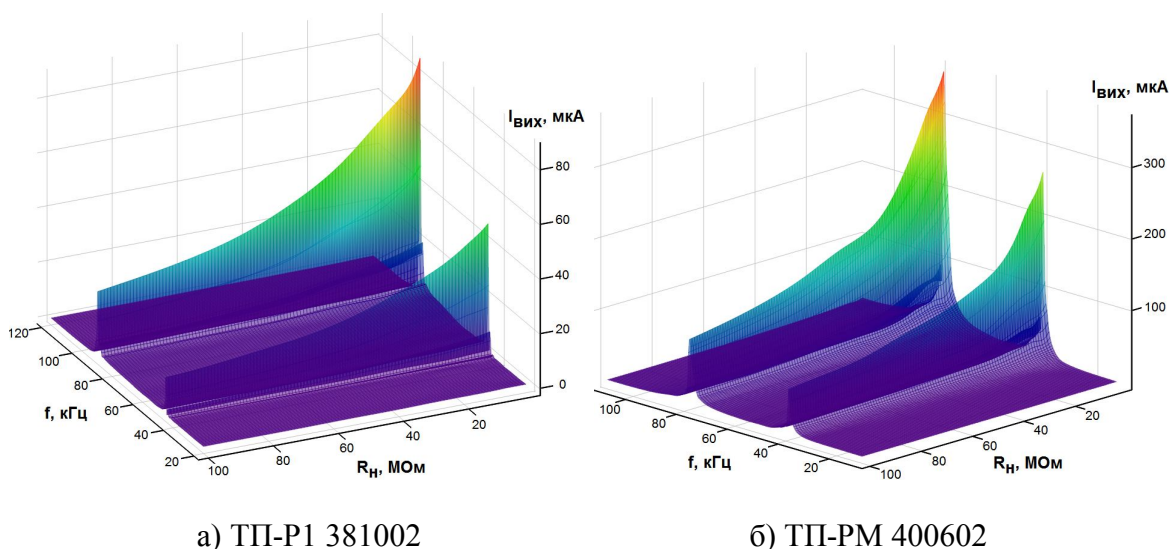


Рисунок 7 – Залежності струмів навантаження від частоти імпульсів збудження та його опору

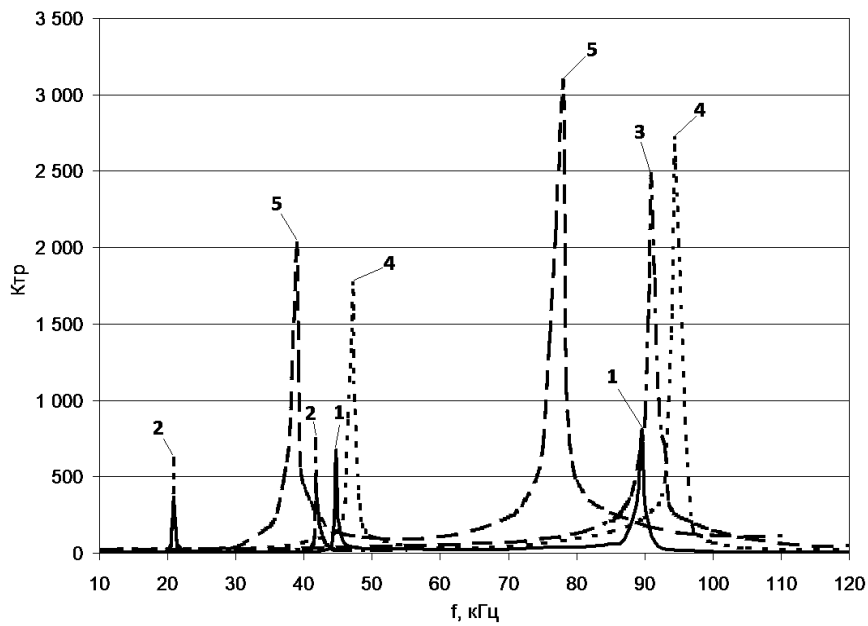
Залежності струму навантаження від його опору є нелінійними. Максимальні струми у навантаженні забезпечуються в разі використання багат шарових ПТ, коли пристрій працює у резонансному режимі.

Залежності коефіцієнтів трансформації ПТ від частоти збуджувальних імпульсів при незмінному опорі навантаження 100 МОм наведені на рисунку 8.

Тривимірні поверхні залежностей коефіцієнту трансформації від частоти імпульсів збудження та опору навантаження за результатами інтерполяції експериментальних даних наведено на рисунку 9.

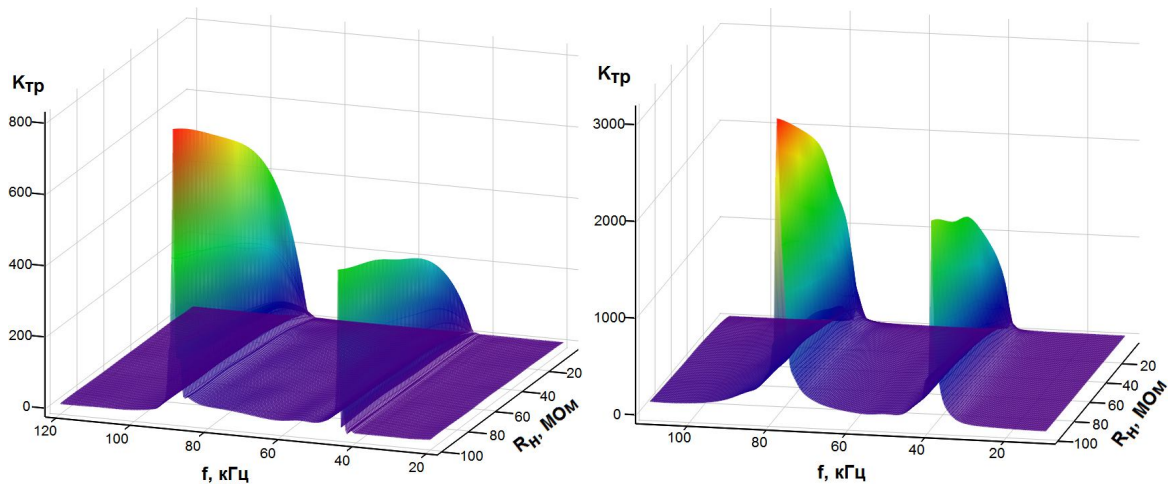
Залежності коефіцієнту трансформації від опору навантаження, як видно з рисунку 9, є нелінійними та суттєво залежать від робочої частоти, на якій працює пристрій.

З рисунків 8, 9 видно, що багат шарові ПТ мають більший коефіцієнт трансформації у порівнянні з одно шаровими, максимальне значення досягається, коли пристрій працює на резонансній частоті другої моди коливань для навантаження опором в десятки мегаом.



- 1 – ТП-Р1 381002
- 2 – ТП-Р1 800603
- 3 – ТП-РМ 200402
- 4 – ТП-РМ 350502
- 5 – ТП-РМ 400602

Рисунок 8 – Залежності коефіцієнтів трансформації ПТ від частоти імпульсів збудження

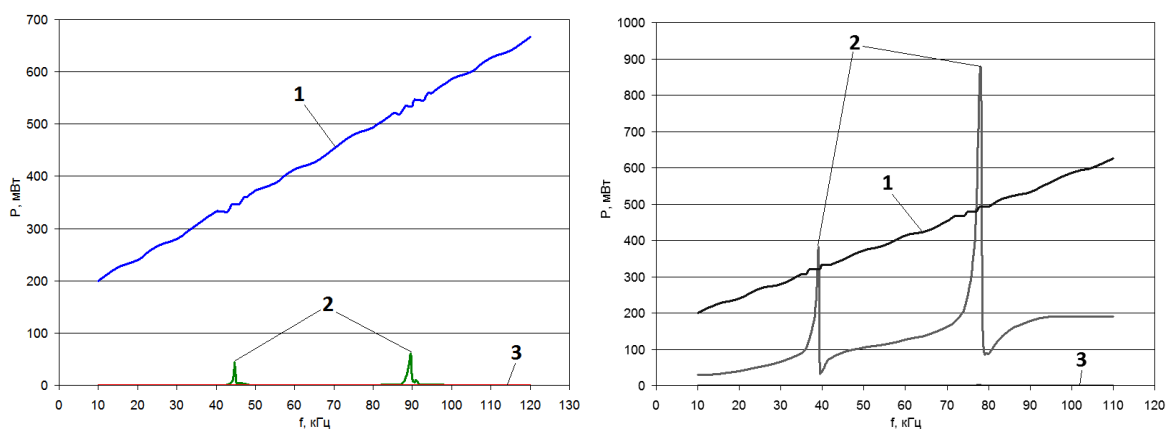


а) ТП-Р1 381002

б) ТП-РМ 400602

Рисунок 9 – Залежності коефіцієнтів трансформації ПТ від частоти імпульсів збудження та опору навантаження

Вигляд залежностей активної потужності, що розсіюється у трьох основних блоках пристрою (формувачі сигналів керування, інверторі та ПТ), від частоти показаний на рисунку 10.



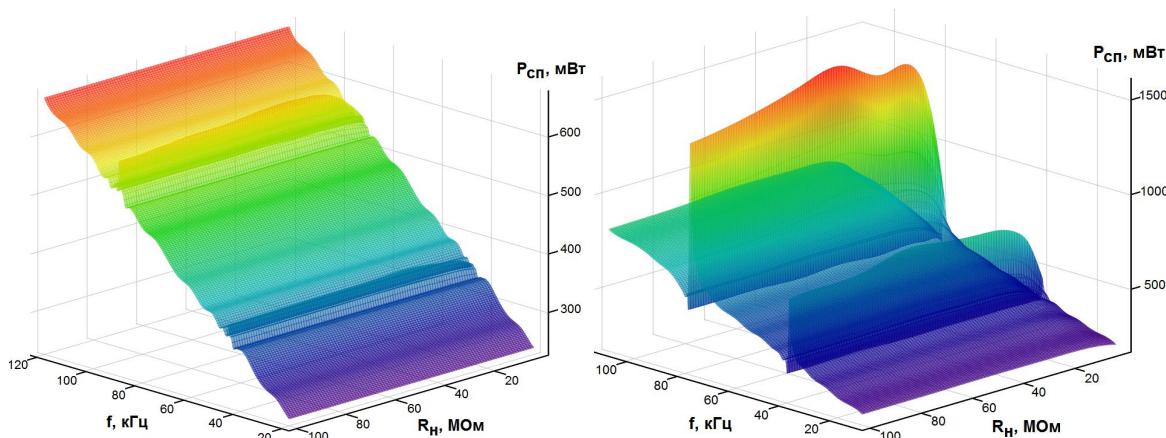
а) ТП-Р1 381002

б) ТП-РМ 400602

- 1 – формувач сигналів керування
- 2 – п'єзотрансформатор
- 3 – інвертор

Рисунок 10 – Характеристики активних потужностей в основних блоках пристрою

Сумарні активні потужності, що споживає пристрій, представлені на рисунку 11 у вигляді тривимірних поверхонь за результатами інтерполяції відповідних розрахункових даних.



а) ТП-Р1 381002

б) ТП-РМ 400602

Рисунок 11 – Залежності сумарних потужностей, що споживаються пристроєм, від частоти імпульсів збудження та опору навантаження

Залежність потужності, що споживає система керування, від частоти є лінійною: при підвищенні частоти пропорційно збільшується потужність споживання у її відповідних колах. В інверторі активна потужність помітно споживається лише в моменти перемикання ключів, які є нетривалими, тому вона є несуттєвою порівняно з іншими колами.

Таким чином, активна потужність системи керування є надто великою на рівні потужності, яку може передати одношаровий ПТ. Тобто, використання багатошарових ПТ у складі ВДЖ є найбільш ефективним. При цьому за рахунок використання в інверторі високоефективних приладів MOSFET його споживана потужність є дуже маленькою та не впливає істотним чином на енергетичні показники пристрою.

Тривимірні поверхні для активних потужностей у навантаженні наведені на рисунку 12.

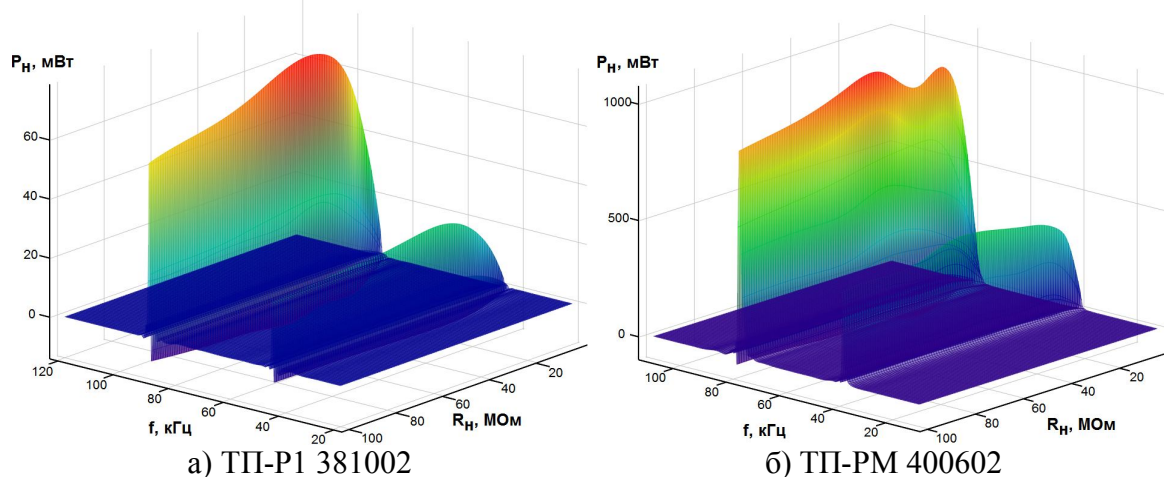


Рисунок 12 – Залежності активних потужностей у навантаженні від частоти імпульсів збудження та його опору

Рисунок 12 також показує, що найбільша активна потужність передається до навантаження багатошаровими ПТ, коли вони працюють на другій моді коливань для навантаження опором, що складає десятки мегаом.

Загальний коефіцієнт корисної дії експериментального зразка з використанням у його структурі одношарового та багатошарового ПТ обчислено та представлено на рисунку 13.

Рисунок 13 показує, що використання одношарових ПТ в експериментальному зразку є недоцільним з причини того, що його коефіцієнт корисної дії у такому випадку не перевищує навіть 10 %. Рекомендовано використовувати багатошарові ПТ, при цьому і на першій і на другій модах коливань при різних значеннях опору навантаження (окрім тих, що є меншими за 10 МОм) загальний коефіцієнт корисної дії пристрою є досить високим та в середньому перевищує рівень 50 %.

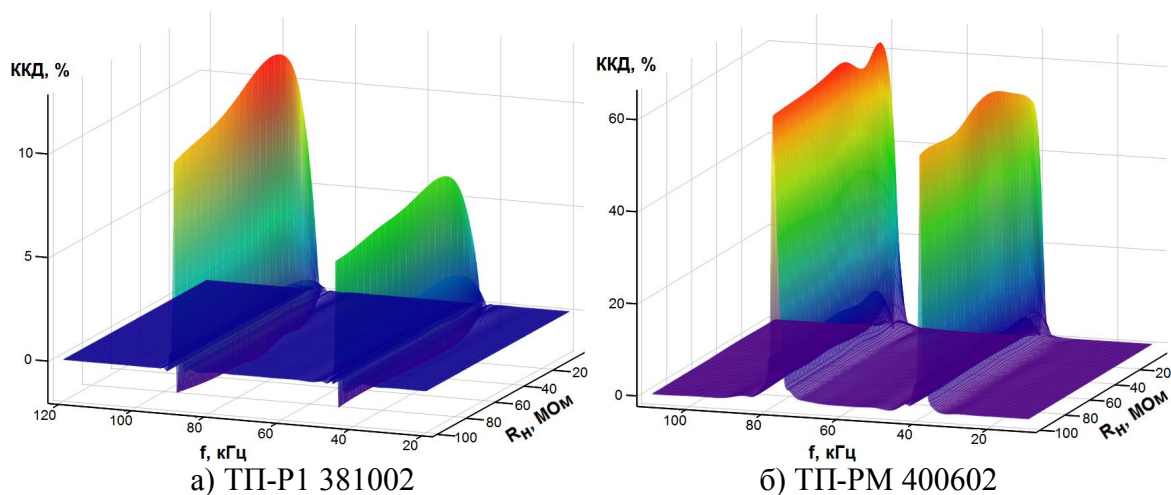


Рисунок 13 – Залежності коефіцієнтів корисної дії ВДЖ на основі ПТ від частоти імпульсів збудження та опору навантаження

Висновки. Отже за результатами досліджень встановлено доцільність використання багат шарових ПТ у структурі ВДЖ. Зазначено умови їх максимальної ефективності: пристрій повинен працювати на резонансній частоті другої моди коливань. Для досягнення найбільших перетворювальних властивостей пристрою рекомендовано застосовувати його для активного навантаження високого опору порядку десятків мегаом (наприклад, люмінесцентна лампа, іонізуючий або озонуючий прилад, помножувач напруги тощо). Визначено, що суттєві втрати енергії відбуваються в формувачі сигналів керування та є такими, що порівняні з потужностями, які передає одношаровий ПТ.

Подальші дослідження можуть бути спрямовані на вдосконалення структури ВДЖ на основі ПТ, оптимізацію його схемотехнічного рішення, розробку методів стабілізації резонансної частоти та параметрів імпульсів збудження, а також поліпшення технічних й експлуатаційних характеристик пристрою.

Бібліографічний список

1. Кривошей Д.А. Преобразователи электрической энергии на основе пьезотрансформаторов / Д.А. Кривошей // *Технічна електродинаміка*. – Тем. вип. *Силова електроніка та енергоефективність: у 4-х ч.* – Ч. 3. – Харків: НТУ «ХПИ», 2012. – С. 5–10.

2. Паэрэнд Ю.Е. Дослідження характеристик п'єзоелектричних трансформаторів / Ю.Е. Паэрэнд, Д.А. Кривошей // *Електроніка та зв'язок*. – Тем. вип. *Електроніка і нанотехнології*. – 2010. – № 5. – С. 28–34.

3. Паэрэнд Ю.Э. Вторичные источники питания с пьезоэлектрическими трансформаторами / Ю.Э. Паэрэнд, Д.А. Кривошей //

Електроніка та зв'язок. – Тем. вип. Електроніка і нанотехнології. – 2011. – № 3. – С. 121–125.

4. Кривошей Д.А. Дослідження впливу технологічного розкиду параметрів компонентів на характеристики джерела живлення з п'єзотрансформатором / Д.А. Кривошей // *Технічна електродинаміка. – 2012. – № 2. – С. 139–140.*

5. Розробка та дослідження електронного перетворювального пристрою на основі п'єзоелектричного трансформатора: звіт про НДР: № 33-К / Донбаський державний технічний університет; керівн. Паеранд Ю.Е.; викон. Кривошей Д.А. – Алчевськ, 2012. – 109 с. – № ДР 0110U007767.

6. Kryvoshei D. High-Voltage Power Supply Based on Piezoelectric Transformer / Dmytro Kryvoshei, Yuriy Paerand // *Modern Problems of Radio Engineering, Telecommunications and Computer Science. – 11th International Conference TCSET'2012 Proceedings. – Lviv. – 2012. – P. 498.*

7. Компанія «International Rectifier» [Електронний ресурс]. – Режим доступу: <http://www.irf.com/>. – Назва з екрану.

8. Вітебський завод радіодеталей «Моноліт» [Електронний ресурс]. – Режим доступу: <http://www.monolit.by/>. – Назва з екрану.

Рекомендовано до друку д.т.н., проф. Заблодським М.М.

*Худобин К.В.
(г. Алчевск, ДонГТУ, Украина,
hudobin1987@mail.ru)*

ПРИМЕНЕНИЕ ТИРИСТОРНОГО УПРАВЛЕНИЯ В ПРИВОДЕ СКРЕБКОВОГО КОНВЕЙЕРА

Произведен обзор существующих приводов скребкового конвейера. Описаны условия работы и требований к данным устройствам, проведен сравнительный анализ. Предложен альтернативный привод скребкового конвейера, в котором есть возможность плавного пуска, экстренного торможения и возможность работы на основной и вспомогательной скоростях, которая составляет 1/5 от основной.

Ключевые слова: *скребковый конвейер, тяговый орган, динамические нагрузки, плавный пуск, экстренное торможение, ключи, асинхронный двигатель.*

Зроблено огляд існуючих приводів скребкового конвеєра. Описані умови роботи і вимог до даних пристроїв, проведений порівняльний аналіз. Запропоновано альтернативний привід скребкового конвеєра, в якому є можливість плавного пуску, екстреного гальмування і можливість роботи на основній та допоміжній швидкостях, яка становить 1/5 від основної.

Ключові слова: *скребковий конвеєр, тяговий орган, динамічні навантаження, плавний пуск, екстрене гальмування, ключі, асинхронний двигун.*

Цепь скребкового конвейера во время работы подвергается значительным статическим и динамическим нагрузкам, оказывающим существенное влияние на ее надежность.

Исследования [1-4] показали, что порывы цепей происходят под действием динамических нагрузок при пуске и заклинивании скребковых конвейеров. Снижение динамических нагрузок при пуске и применения средств защиты при заклинивании скребкового конвейера позволит повысить надежность его работы и снизить простои лавы. В качестве защиты при заклинивании можно использовать электродинамическое торможение.

В работе [1] было отмечено, что применение упругого звена в приводном устройстве скребковых конвейеров, позволяет снизить ди-

динамические нагрузки в тяговом органе. В качестве упругого звена могут использоваться различные муфты (гидравлические и электрические). Наиболее широкое применение нашли гидромуфты. Ряд исследований посвящено применению электромагнитных муфт сухого трения [3], электромагнитных муфт скольжения [4]. Одним из основных недостатков применения в качестве упругого звена гидромуфты, является то, что она не может работать в приводах с регулируемой скоростью. Сами гидромуфты имеют низкую надежность и требуют дополнительного обслуживания.

Следует отметить, что забойные скребковые конвейеры, как один из видов транспорта выполняют и ряд вспомогательных функций, среди которых доставка вспомогательных и крепежных материалов в очистной забой со скоростью (по требованиям МакНИИ), которая не должна превышать 0.3 м/с. Двухскоростной привод можно получить если:

- применить двухскоростные двигатели;
- использование источников напряжения с регулированием частоты.

Применение двухскоростного двигателя позволяет также решить задачу по снижению динамических нагрузок в тяговом органе путем выполнения определенной последовательности включения электродвигателей головного и хвостового привода на первую и вторую скорость. Работа двухскоростного двигателя по специальному графику позволяет снизить динамические нагрузки в тяговом органе при пуске.

Интересно сравнить двигатели ЭДКВФ 315 М12/4 и ЭДКОФ 315 М-4 которые выпускаются на ОАО ПЭМЗ им. К. Маркса. Двухскоростной двигатель ЭДКВФ 315 М12/4 имеет номинальную мощность 160кВт при номинальной скорости 1500об/мин и при скорости 500об/мин. номинальная мощность 55кВт. Двигатель ЭДКОФ 315 М-4 имеет номинальную мощность 160кВт при номинальной скорости 1500об/мин. и мог бы заменить двигатель ЭДКВФ 315 М12/4 при условии снижения скорости за счет системы управления. Так в двигателе ЭДКВФ 315 М12/4 по сравнению с двигателем ЭДКОФ 315 М-4 на 40% возросла масса черных металлов, на 45 % увеличилась масса обмоточного провода. Кроме того двигатель ЭДКВФ 315 М12/4 имеет водяное охлаждение что значительно увеличивает затраты на его изготовление станины. Все это приводит к значительному удорожанию двигателя ЭДКВФ 315 М12/4.

Эти недостатки двухскоростных приводов скребковых конвейеров заставляют искать новые решения, которые лежат в области использования электроприводов постоянного и переменного тока с регулируемой частотой вращения.

На основании изложенного можно сформулировать основные требования к приводу скребкового конвейера.

Это возможность как минимум, ступенчатого регулирования скорости, наличие плавного пуска, электродинамического торможения при заклинивании тягового органа.

Все эти задачи можно осуществить, используя асинхронный двигатель с тиристорной системой управления.

В [5] предложен многоскоростной асинхронный электропривод, который позволяет получать необходимые скорости движения тягового органа, скребкового конвейера, за счет формирования питающего напряжения по специальной схеме.

Для получения скорости вращения привода, равной $1/3$ от номинальной предлагается включать по схеме, приведенной на рис. 1а.

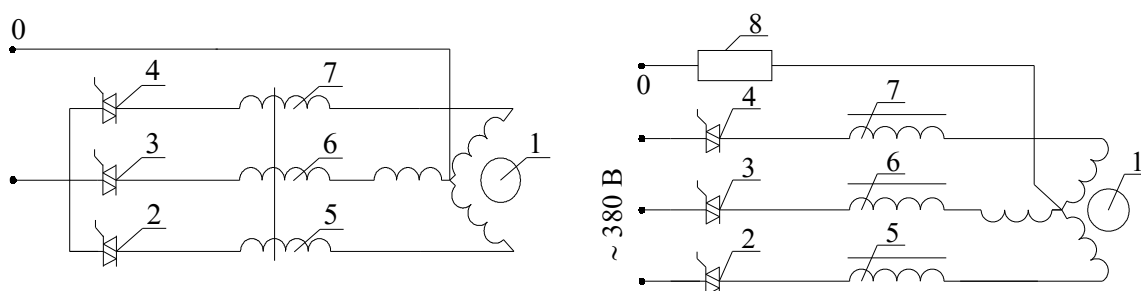


Рисунок 1 - Схемы включения асинхронного двигателя при квазичастотном управлении а - для получения скорости $n_n/3$; б - для получения скорости $n_n/5$

Напряжение, подаваемое на каждую фазу обмотки статора асинхронного двигателя 1, формируется ключами 2, 3, 4 и подается на нее в течение одного полупериода питающего однофазного напряжения поочередно, на каждую фазу двигателя. Реакторы 5, 6, 7 являются фильтрами для высших гармоник. Для подавления особо опасных гармоник кратных трем эти реакторы размещены на общем стержне магнитопровода [6]. Кривые изменения питающего напряжения приведены на рис. 2.

Другой способ регулирования скорости привода, который представляется более перспективным, позволяет уменьшить скорости вращения асинхронного двигателя в пять раз [7].

Схема включения двигателя по такому способу приведена на рис. 1б.

В этом случае напряжение формируется ключами 2, 3, 4 подключаемых в каждую фазу обмотки двигателя: в течение пяти полупериодов напряжения сети пропускаются две полуволны одного знака, а в течение пяти следующих полупериодов две полуволны противоположного знака.

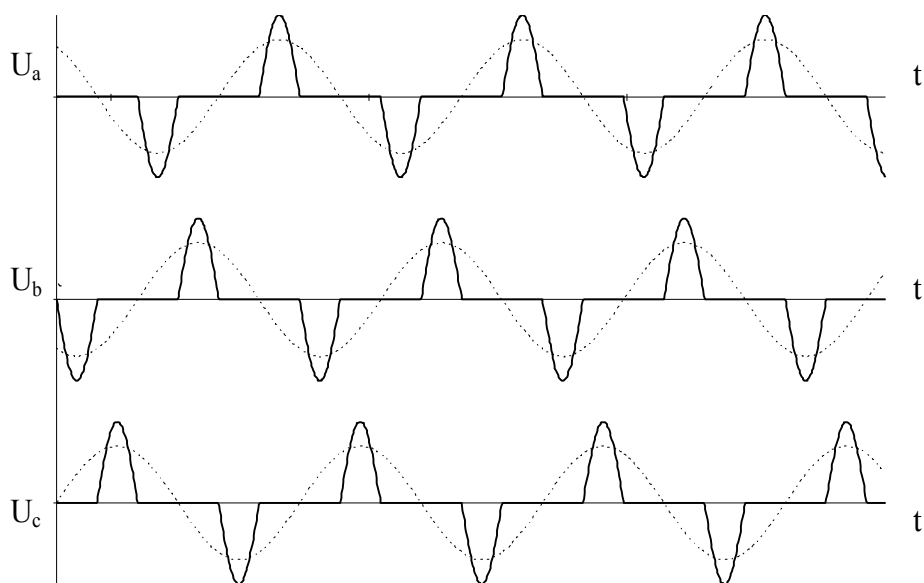


Рисунок 2 - График изменения напряжения, питающего двигатель, при изменении скорости 1-3

Время включения в разных фазах подбирается так, чтобы получить сдвиг фаз на 120 градусов. График напряжения питающего двигателя по указанной схеме приведен на рис. 3.

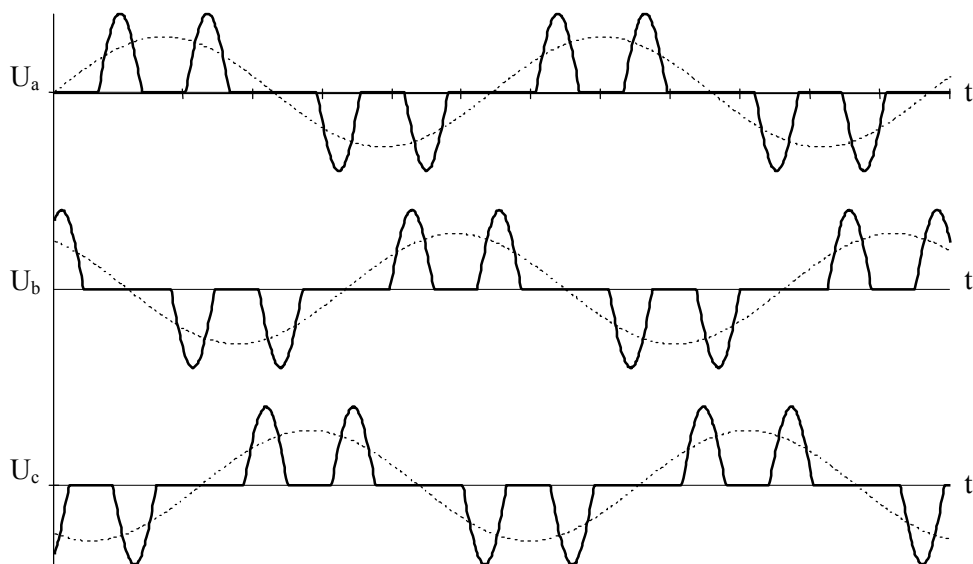


Рисунок 3 - График изменения напряжения, питающего двигатель, при изменении скорости 1-5

По схеме на рис.3а для ограничения высших гармоник применяют фильтр, состоящий из трех катушек расположенных соосно на общем стержне.

Включенные в фазы двигателя реакторы рис.1б ограничивают пятую, седьмую и т.д. гармоники тока, а активное сопротивление в нулевом проводе ограничивает величину тока высших гармоник кратных трем.

Работоспособность привода по схемам а и б была оценена на макетном образце. Испытывался асинхронный двигатель АОЛ-22-4, со следующими номинальными данными: мощность - 400 Вт; напряжение - 220/380В; частота вращения ротора - 1400об/мин, КПД - 70 %; коэффициент мощности – 0,76 . По предложенной схеме был изготовлен и испытан макетный образец, который подтвердил работоспособность предложенной схемы, получен патент на полезную модель [7].

Проведенные испытания показали, что двигатель имеет достаточно жесткую механическую характеристику, в диапазоне нагрузок от 0 до 35 Вт. Скорость вращения ротора изменялась в пределах от 294 до 284 об/мин. Коэффициент полезного действия при нагрузке в 35 Вт составил 77%. Такие характеристики являются приемлемыми для низкой скорости тягового органа, что подтверждает работоспособность указанной схемы.

Наличие тиристоров в силовой цепи позволяет осуществить плавный пуск двигателя, для чего достаточно плавно уменьшать угол открытия симисторов. При этом напряжение, момент и скорость двигателя будут плавно возрастать, что обеспечит пуск конвейера без динамических ударов.

При тиристорном управлении можно осуществить экстренное торможение двигателя при заклинивании рабочего органа. Для этого, если двигатель включен по схеме рис.1б., то при механических перегрузках, ток двигателя начинает расти. В этом случае два ключа, например 3 и 4 открываются в одном направлении, а ключ 2, закрывается. Постоянная составляющая тока протекает через ключи 3 и 4 фазы обмотки двигателя и сопротивление в нулевом проводе, осуществляя электродинамическое торможение. Сопротивление 5, ограничивает величину тока до безопасной величины и уменьшает время переходного процесса [8].

Если причиной роста тока стало короткое замыкание в кабеле или обмотке двигателя, то питание по указанной схеме (через ключи и сопротивление в нулевом проводе) не приведет к аварийной ситуации так как для тока короткого замыкания ключи открыты встречно, а наличие сопротивления в нулевом проводе ограничит ток до безопасной величины.

Таким образом, использование в приводе скребкового конвейера асинхронного двигателя с описанным принципом управления позволяет получить высокие технико-экономические показатели.

Выводы: Предложен альтернативный привод скребкового конвейера, в котором есть возможность плавного пуска, экстренного торможения и возможность работы на основной и вспомогательной скоростях, которая составляет 1/5 от основной.

Библиографический список

1. Штокман И. Г. Динамика тяговых цепей рудничных конвейеров / И. Г. Штокман М. - Углетехиздат, 1969. - 290 с.

2. Кондрахин В.П. Математическая модель для исследования нагрузок в двухскоростном многодвигательном приводе и тяговом органе скребкового конвейера /[В.П. Кондрахин и др.] // Научные труды ДонНТУ: серия "Горно-электромеханическая", вып.16 (142). - 2008. - С. 132-140.

3. Сигалов Л.Н. Исследование забойного скребкового конвейера с электромагнитной муфтой сухого трения: автореф. дис. на здобуття ступеня канд. техн. наук.: 05.09.03 «Електротехнічні комплекси та системи»/ Л.Н. Сигалов. – Донецьк, ДПІ, 1968.

4. Щетинин Т.А. Электромагнитные муфты скольжения / Т.А. Щетинин. – М.: Энергоатомиздат, 1985.

5. Цодик И.А. Испытание асинхронного двигателя в многоскоростном электроприводе / Цодик И.А., Худобин К.В, Бакаев О.В. // Научные труды ДонНТУ, НТУ "ХПИ". – 2011. - №60. - С. 74-78.

6. Пат. 63380 України, МПК(2011.01) H02P 7/00. Багатошвидкісний асинхронний електропривід / Цодик І.А., К.В.Худобін, О.В.Бакаєв; заявник та патентовласник ДонДТУ. - № u2011 02331; заявл. 28.02.2011; опубл. 10.10.2011. Бюл. № 19.

7. Пат. 71485 України, МПК(2012.01) H02P 7/00. Багатошвидкісний асинхронний електропривід / Цодик І.А., О.В.Бакаєв, К.В.Худобін; заявник та патентовласник ДонДТУ. - № u2012 00918; заявл. 30.01.2012; опубл. 10.07.2012. Бюл. № 13.

8. Пат. 71487 України, МПК(2012.01) H02P 7/00. Багатошвидкісний асинхронний електропривід / Цодик І.А., О.В.Бакаєв, К.В.Худобін; заявник та патентовласник ДонДТУ. - № u2012 00920; заявл. 30.01.2012; опубл. 10.07.2012. Бюл. № 13.

Рекомендована к печати д.т.н., проф. Луциком В.Д.

ПОЛЕМИКА

*инженер Бондаренко В.П.
(г. Алчевск, Украина)*

О СУТИ ГИДРОДИНАМИЧЕСКОЙ ОЧИСТКИ ЖИДКОСТИ В ОЧИСТИТЕЛЯХ ТИПА «ЦИЛИНДР В ЦИЛИНДРЕ»

В ряді публікацій досліджене питання про правомірність деяких стверджень щодо гідродинамічної очистки рідини від твердих забруднень, зокрема в очисниках типу «циліндр в циліндрі». Відзначено вплив достовірності таких стверджень на подальше сприяння сутності такої очистки. Викладена думка автора статті з цього питання.

Ключові слова: *гідродинамічна очистка, ідеальний фільтр, напірний канал (зазор), швидкість потоку, ширина зазору.*

В ряде публикаций исследован вопрос о правомерности некоторых толкований относительно гидродинамической очистки жидкости от твердых загрязнений, в частности в очистителях типа «цилиндр в цилиндре». Отмечено влияние достоверности таких толкований на дальнейшее восприятие сути такой очистки. Изложено мнение автора статьи по данному вопросу.

Ключевые слова: *гидродинамическая очистка, идеальный фильтр, напорный канал, скорость потока, ширина зазора.*

Настоящая публикация является продолжением публикации [1], в которой детально исследован вопрос о достоверности сути и принципа гидродинамической очистки жидкости от твердых загрязнений, осуществляемых в неполнопоточных очистителях типа «цилиндр в конусе», и о влиянии полноты и достоверности информации о них на дальнейшее использование таких очистителей и восприятие такой очистки некоторыми читателями. При этом отмечены и недостатки ряда публикаций, имеющие место при описании в них сути и принципа гидродинамической очистки жидкости от твердых загрязнений. Возможно, они и стали одной из причин того, что в начале 21-го века неполнопоточные гидродинамические фильтры типа «цилиндр в конусе» уступили лидирующее место неполнопоточным гидродинамическим фильтрам типа «цилиндр в цилиндре» [2], обладая при этом неоспоримыми преимуществами перед ними.

И так как основная суть гидродинамической очистки жидкости и принцип ее осуществления во всех гидродинамических фильтрах оди-

наковы, то в ряде работ о фильтрах типа «цилиндр в цилиндре», о которых пойдет речь ниже, принцип гидродинамической очистки, описываемый формулой $d/2c > v_0/v_{np}$, так же нашел свое отражение. О его несостоятельности детально изложено в работе [1], поэтому и для данной публикации ее обоснованность является достаточной. Поэтому ниже пойдет речь только о сути гидродинамической очистки при описании широко известного в Интернете гидродинамического очистителя типа «цилиндр в цилиндре».

Возможные варианты изготовления такого очистителя те же, что описаны и в работе [1] для очистителя типа «цилиндр в конусе». Степень использования вариантов его изготовления ныне так же является недостаточной, несмотря на то, что конструктивные решения более благоприятны для технической и реализации третьего его варианта, причем, высокой производительности, т.е. идеального фильтра или фильтра с постоянной скоростью жидкости вдоль потока в нем очищаемой жидкости.

Авторы работ [3,4] еще его называют фильтром с постоянной тонкостью очистки. Но известно, что все известные неполнопоточные гидродинамические фильтры при нормальной их работе характеризуются получением готового продукта именно с постоянной тонкостью очистки. Поэтому данное им авторами название, по-видимому, слишком упрощенное, а с научной точки зрения бессмысленное, так как такой фильтр в этом случае следовало бы называть - фильтром с постоянной тонкостью очистки по всей поверхности фильтроэлемента. Причем, при этом следует учитывать тот факт, что это возможно только при вертикальном расположении проницаемой части цилиндрического фильтроэлемента в корпусе, при котором обеспечиваются одинаковые условия реализации принципа гидродинамической очистки вокруг его диаметра. По-видимому, это имели в виду и авторы этих работ, называя в них длину фильтроэлемента высотой. Но, из-за изложенных в этих и других работах неправомερных толкований об идеальном фильтре типа «цилиндр в цилиндре», реализация его идеального варианта оказалась не возможной. О скоростном режиме жидкости в напорных каналах первых двух вариантов фильтра этого типа, в последние годы называемого очистителем, детально изложено в работе [5]. Но больший интерес представляет его идеальный вариант, в котором продольная скорость жидкости постоянна вдоль ее потока.

Работы [3] и [4] в основном отличаются лишь составом авторов и названием, поэтому все ниже изложенное касается обеих.

Излагая принцип гидродинамической очистки в серповидном канале, образованном двумя цилиндрическими поверхностями, авторы работы [3] утверждают: «Поскольку скорость в этом канале невелика, а

радиус кривизны очень велик, влияние центробежной силы, действующей на частицу, несущественно», а авторы работы [4] последнее слово заменили на – «можно не учитывать». Но, авторы обеих работ не правы в том, что при этом радиус и скорость значительно отличаются друг от друга. Уже на практике даже при очистке маловязких жидкостей в фильтрах первого варианта исполнения данного типа и большой производительности скорость потока в конце канала и радиус кривизны примерно одинаковы, а в начале напорного канала скорость потока в несколько раз больше радиуса. В таких же фильтрах малой производительности скорость потока в этих местах может быть в десятки раз больше радиуса кривизны. Это объясняется тем, что скорость потока остается такой же, как в фильтрах большой производительности, а диаметр цилиндра фильтроэлемента становится значительно меньшим. И чем больше вязкость очищаемой жидкости, тем больше скорость потока при постоянном радиусе. Пренебрегая центробежной силой, авторы почему-то не упоминают о пренебрежении, например, весом частицы загрязнений, вектор которого в очистителях с вертикальным фильтроэлементом, не совпадает с вектором поперечной скорости, а также скоростью седиментации, которая значительно меньше поперечной скорости.

Далее, имея ввиду предложенную ними схему гидродинамической очистки, авторы отмечают, что «условием постоянства тонкости очистки фильтроэлементом является постоянство отношения v_0/v_{np} », где « v_0 – скорость поперечного потока» (фильтрации), условно принимаемая постоянной, а « v_{np} – скорость продольного потока», причем, согласно представленной схеме, это продольная скорость на уровне центра тяжести частицы от поверхности фильтроэлемента. Но далее, не изменяя обозначения продольной скорости потока жидкости в серповидном канале, авторы работы [4] далее утверждают, что «продольная скорость v_{np} определяется отношением расхода вдоль канала и площади его сечения», что явно противоречит изложенному одним же из них в работе [6], где в таком отношении она называется продольной средней скоростью ($v_{np.cр.}$) по сечению канала, которая по значению столь отличимая от скорости v_{np} , определяемой на уровне $d/2$ от поверхности фильтроэлемента и представленной авторами на схеме гидродинамической очистки в работах [3,4], что их даже примерное уравнение не допустимо, так как при работающем очистителе это не может быть достигнуто. Умудренным специалистам в этом вопросе возможно понятно такое упрощенное изложение авторами двух продольных скоростей, а для начинающих специалистов и заинтересованных лиц это недостоверная информация. И к каким последствиям это приводит будет показано ниже.

Исследования показывают, что предложенный далее в этих работах расчет профиля поверхности фильтроэлемента с «постоянной тон-

костью очистки» является ошибочным. Такой вывод основан на следующем.

Так, в ходе расчета использовано выражение $h_\gamma = 2e/\pi + \delta_2$. Но, из представленных же в этих работах схем расчета, даже визуально видно, что оно не соответствует утверждению авторов о том, что рассчитанный по нему серповидный напорный канал постоянной высоты имеет линейно изменяющуюся от входа к выходу из него ширину. В этом выражении нет ни одной переменной величины, которая могла бы обеспечить такое изменение. Из рисунка 4 этих работ очевидно и то, что такой переменной величиной является угол γ , изменяющийся от 0 до π по окружности от сливного патрубка очистителя (фильтра) к входному, и при условии, что

$$e = (\delta_1 - \delta_2)/2, \quad (1)$$

представленное выше выражение с учетом формулы (1) должно быть вида:

$$h_\gamma = 2e\gamma/\pi + \delta_2. \quad (2)$$

Из выражения (2) можно утверждать, что авторами допущена ошибка или просто имеет место техническая опечатка. Действительно, выражение (2) обеспечивает получение напорного канала в виде серповидного зазора постоянной высоты и линейным уменьшением его ширины в направлении движения жидкости в нем, обеспечивающим постоянство средней скорости жидкости вдоль зазора. Этим в свою очередь достигаются самые низкие потери давления фильтрата и постоянство тонины очистки по всей поверхности фильтроэлемента при вертикальном его расположении.

Но авторы поставили перед собой задачу - найти имеющий при этом место профиль проницаемой поверхности фильтроэлемента, формируемый, так называемым, поточным радиусом (ρ).

Далее читателю сообщается, что выражение $\Delta h = e(2\alpha/\pi + \cos\gamma - 1)$ дает «разницу между кривыми». Трудно понять, что авторы хотели этим сказать, возможно - расстояние или зазор. Но важнее то, что при этом в это выражение наряду с углом γ введен угол α , как самостоятельный член, чего не может быть, так как из их же расчетной схемы очевидно, что этот угол может быть представлен в формуле только в сочетании с какой-то тригонометрической функцией, являясь зависимым при этом от радиуса (R) корпуса и эксцентриситета (e).

Исходя из таких соображений, авторы этих работ рекомендуют расчет профиля поверхности фильтроэлемента вести по выражению

$$\rho = R - (2\alpha / \pi + \cos \gamma - 1)\delta_1 / 2 - (2\alpha / \pi + \cos \gamma + 1)\delta_2 / 2. \quad (3)$$

Но анализ показывает, что выражение (3) нарушает принятые выше авторами условия, что эксцентриситет (e) должен определяться по выражению (1), которое выводится из условия того, что поточные радиусы профиля поверхности фильтроэлемента при углах 0 и π должны иметь одинаковое значение, в противном случае выражение (2) будет иметь иной вид. Последнее, даже визуально, видно из представленных в этих публикациях схем. Так, при угле $\gamma=0$, поточный радиус профиля поверхности в этом месте равен

$$\rho_0 = R - e - \delta_2,$$

а при угле $\gamma = \pi$ и с учетом выражения (1) он равен

$$\rho_\pi = R + e - \delta_1 = R + e - (2e + \delta_2) = R - e - \delta_2,$$

т.е.

$$\rho_0 = \rho_\pi = R - e - \delta_2.$$

И только при условии, что $R - e - \delta_2 = R + e - \delta_1$ эксцентриситет $e = (\delta_1 - \delta_2) / 2$, о чем и говорит выражение (1).

Согласно же выражению (3) авторов, если учесть, что при угле $\gamma = 0$ и при угле $\gamma = \pi$ угол $\alpha = 0$, то те же поточные радиусы равны

$$\rho_0 = R - \delta_2, \quad \text{а} \quad \rho_\pi = R + \delta_1 = R + 2e + \delta_2.$$

Очевидно, что по выражению (3) $\rho_0 \neq \rho_\pi$, что свидетельствует о его несостоятельности.

Дальнейший же анализ других публикаций по данному вопросу показывает, что в выражении (3) авторами, возможно, ошибочно показан угол α вместо угла γ . Это видно из работы [7], где поточный радиус профиля поверхности фильтроэлемента определяется из выражения

$$\rho = R - (2\alpha / \pi + \cos \alpha - 1)\delta_1 / 2 - (2\alpha / \pi + \cos \alpha + 1)\delta_2 / 2.$$

Учитывая различия в обозначениях углов в публикациях [3,4] и в работе [7], для данного случая оно должно было бы иметь вид

$$\rho = R - (2\gamma / \pi + \cos \gamma - 1)\delta_1 / 2 - (2\gamma / \pi + \cos \gamma + 1)\delta_2 / 2. \quad (4)$$

Если для работ [3,4] принять за основу выражение (4) и рассчитать по нему поточные радиусы профиля поверхности при углах $\gamma = 0$ и $\gamma = \pi$, то они оказываются одинаковыми и равными

$$\rho_0 = \rho_\pi = R - \delta_2.$$

И профиль поверхности фильтроэлемента в сечении при этом получается грушеобразным [3,4], но тогда поточный радиус при угле $\gamma = \pi / 2$, т.е. лежащий на поперечной оси профиля, тоже равен

$$\rho_{\pi/2} = R - \delta_2,$$

который искажает линейный характер изменения ширины серповидного канала, обусловленный выражением (2), так как при этом профиль поверхности в продольном и поперечном направлениях не отличается от цилиндрического профиля.

И на фоне правильного заявления авторов о том, что выражение (3) определяет грушеобразный профиль поверхности фильтроэлемента, самым непредсказуемым в этих работах оказалось то, что рассчитанный по этому выражению грушеобразный в поперечном сечении фильтроэлемент, получается по габаритам намного большим полости цилиндра радиусом (R) корпуса очистителя, в которую он должен быть смонтирован при его изготовлении, причем эксцентрично. А это в свою очередь свидетельствует о том, что изготовление неполнопоточного гидродинамического очистителя с предложенным авторами фильтроэлементом не возможно.

Для подтверждения выше сказанного выполним расчет профиля поверхности фильтроэлемента по выражениям (2), (3) и (4) публикаций при следующих исходных данных:

- производительность на один канал, Q_1 , $м^3/час$ ($м^3/с$)...1000 (0,278)
- количество слива на один канал, в % от Q_1 , 10
- высота канала, H , $м$ 2,0
- радиус полости цилиндра корпуса, R , $м$ ($мм$)..... 0,75 (750)
- скорость жидкости в канале, v , $м/с$ 1,0
- угол расположения входа канала, $град$ 160
- угол расположения выхода канала, $град$ 10

Отсчет угла γ ведем по ходу часовой стрелки от слива из очистителя.

При таких исходных данных ширина в начале серповидного канала $h_n = h_{160} = Q_1/Hv = 0,278 / 1,0 \cdot 2,0 = 0,139 \text{ м} = 139 \text{ мм}$, а ширина в его конце в десять раз меньше (10%), т.е. $h_k = 139 / 10 = 13,9 \text{ мм}$.

С учетом линейности изменения ширины канала, ее значений на входе в него и выходе из него и значений углов расположения последних, определяем $\delta_1 = 155,6 \text{ мм}$ и $\delta_2 = 5,6 \text{ мм}$.

Из выражения (9) эксцентриситет $e = (155,6 - 5,6) / 2 = 75 \text{ мм}$.

Результаты расчета профиля поверхности фильтроэлемента по упоминаемым выше формулам представлены на рисунке 2.

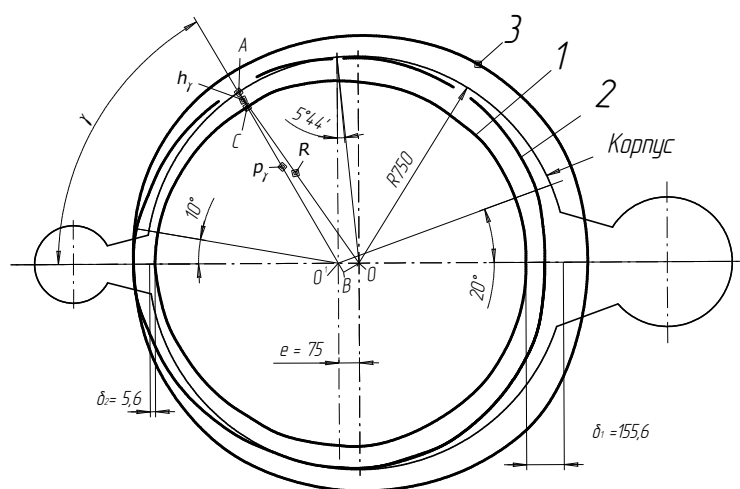


Рисунок 2 – Расчетная схема к определению профиля фильтроэлемента

Кривая 1 - по выражению (2), как должно быть.

Кривая 2 - по выражению (4) публикаций.

Кривая 3 - по выражению (3) публикаций.

Из рисунка 2 очевидно, что полученный да же по выражению (4) профиль (кривая 2) поверхности фильтроэлемента имеет в сечении размеры, превышающие диаметр ($2R$) корпуса. Это свидетельствует о том, что выражение (4) и тем более предложенное авторами выражение (3) не верны, а фильтр с таким профилем не может быть изготовлен, так как кривые 2 и 3 выступают за пределы корпуса с внутренней поверхностью радиусом $R = 750 \text{ мм}$.

Далее, для большей убедительности, сделаем правильный вывод формулы для расчета профиля боковой поверхности грушеобразного фильтроэлемента с постоянной толщиной очистки жидкости по всей поверхности фильтроэлемента. С учетом того, что упоминаемое выше

постоянство тонины очистки жидкости от твердых загрязнений возможно только в неполнопоточном гидродинамическом фильтре с расположенным в его корпусе вертикально фильтроэлементом, примем поперечный разрез такого фильтра в плане за расчетную схему, представленную на рисунке 3.

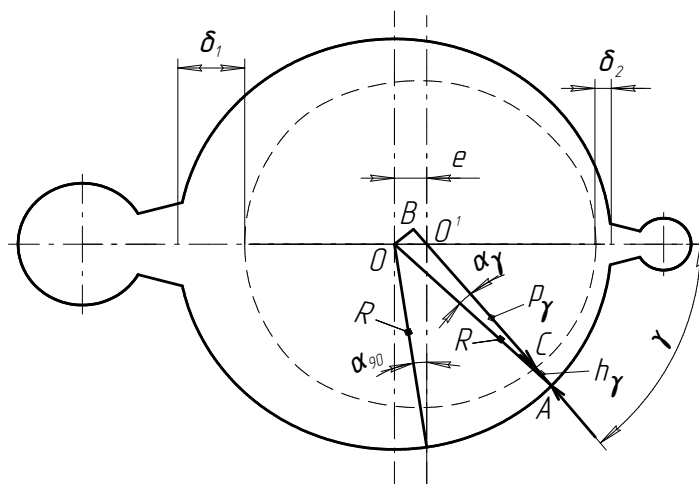


Рисунок 3 - Схема расчета профиля фильтроэлемента

Из рисунка 3 в треугольнике АВО гипотенуза $AO = R$ - радиус корпуса фильтра; катет $OO^1 = e$ - эксцентриситет; катет $CO = \rho_\gamma$ - поточный радиус фильтроэлемента, а расстояние $AC = h_\gamma$ - продольная переменная ширина серповидного зазора.

При $OB \perp AB$, из треугольника O^1OB имеем $O^1B = e \cdot \cos \gamma$, а из треугольника АВО находим $AB = R \cdot \cos \alpha$.

В то же время $AB = AC + CO^1 + O^1B = h_\gamma + \rho_\gamma + e \cos \gamma$, тогда

$$R \cos \alpha = h_\gamma + \rho_\gamma + e \cos \gamma,$$

откуда

$$\rho_\gamma = R \cos \alpha - h_\gamma - e \cos \gamma.$$

Но из выражения (2) $h_\gamma = 2e\gamma / \pi + \delta_2$, следовательно

$$\rho_\gamma = R \cos \alpha - (2e\gamma / \pi + \delta_2) - e \cos \gamma$$

или

$$\rho_\gamma = R \cos \alpha - e(2\gamma / \pi + \cos \gamma) - \delta_2. \quad (5)$$

Это и есть основное выражение для определения поточного радиуса, формирующего профиль боковой поверхности фильтроэлемента

неполнопоточного гидродинамического фильтра с постоянной скоростью потока жидкости в его напорном канале, обеспечивающей минимальные потери давления жидкости, постоянную тонкость ее очистки и равномерность очистки по всей фильтрующей поверхности.

И выполняя расчеты по выражению (5) при выше принятых значениях ее составляющих, получим профиль боковой поверхности фильтроэлемента, полностью совпадающий с кривой 1 на рисунке 2, отвечающей правильному выражению (2).

С целью наглядного сравнения обсуждаемых выражений вид основного выражения (5) для определения профиля поверхности фильтроэлемента можно приблизить к виду выражений (3) и (4) публикаций [3, 4, 7]. Например, если в нем эксцентриситет (e) представить как $(\delta_1 / 2 - \delta_2 / 2)$, а зазор (δ_2) как $(\delta_2 / 2 + \delta_2 / 2)$ и дополнить его взаимоисключающими друг друга выражениями $(+\delta_1 / 2)$ и $(-\delta_1 / 2)$, то получим дополнительное выражение

$$\rho_\gamma = R \cos \alpha + e - (2\gamma / \pi + \cos \gamma + 1)\delta_1 / 2 + (2\gamma / \pi + \cos \gamma - 1)\delta_2 / 2.. \quad (6)$$

ИМЕЕТ ПРАВО НА СУЩЕСТВОВАНИЕ И ВЫРАЖЕНИЕ

$$\rho_\gamma = R \cos \alpha - e - (2\gamma / \pi + \cos \gamma - 1)\delta_1 / 2 - (2\gamma / \pi + \cos \gamma + 1)\delta_2 / 2, \quad (7)$$

которое по виду наиболее близкое к неправильным выражениям (3,4).

В работе [7], которая так же касается этого вопроса, авторы еще более усугубили проблему расчета нужного профиля, дополнив предложенную ими формулу (3) в работах [3,4] дополнительным множителем

$$\rho = [R - (2\alpha / \pi + \cos \gamma - 1)\delta_1 / 2 - (2\alpha / \pi + \cos \gamma + 1)\delta_2 / 2](1 \pm 0,13). \quad (8)$$

Научно-техническая экспертиза Укрпатента согласилась с тем, что формула (4) не обеспечивает линейное изменение ширины серповидного зазора, то есть постоянство продольной скорости потока в нем, а дополнительный множитель в формуле (8) не исправляет положение. При этом полученные результаты при множителе, равном 1,13, еще больше увеличивают размеры поточных радиусов профиля поверхности фильтроэлемента, который и без них не вмещается в полость радиусом (R) корпуса фильтра. А множитель, равный 0,87, при допущенной ошибке в выражении $e = (\delta_1 - \delta_2) / 1$ и даже без нее, тоже не дает поло-

жительных результатов. Причем, значение второго множителя ни теоретически, а ни практически не обосновано. К тому же, если учесть, что ширина зазора на сливе из фильтра в десятки раз меньше поточного радиуса, то уменьшение значения последнего на 13% увеличивает ширину зазора в несколько раз при неизменном радиусе (R) цилиндра корпуса, что лишает расчет смысла.

Исследования других работ, касающихся данного вопроса, показывают, что автор работы [8] предложил достаточно простой расчет грушеобразного фильтроэлемента неполнопоточного гидродинамического очистителя жидкости от твердых загрязнений, обеспечивающего при вертикальном расположении в цилиндрическом корпусе очистителя постоянство тонины очистки жидкости по всей фильтрующей поверхности.

Выше упоминалось, что упрощенное или некорректное изложение некоторых терминов в научных работах может быть воспринято читателями не правильно. Подтверждением сказанного служит, например рукопись [9], опубликованная в Интернете.

Рассмотрим в этой рукописи только тот эпизод, который касается гидродинамической очистки жидкости в неполнопоточном фильтре. Он изложен в ее разделе 3, во второй части п. 3.3 которого представлена формула (3.2) вида

$$\frac{V_{np}}{V_{non}} = \frac{d}{2c},$$

где, по утверждению автора рукописи,

$V_{np} = \frac{4(Q - Q_1)}{\pi D^2}$ - скорость основного потока вдоль фильтрующей

цилиндрической перегородки диаметром D при расходе Q загрязненной жидкости и выходе Q_1 чистой жидкости (фильтрата) ;

$V_{non} = \frac{Q_1}{F \cdot k} = \frac{Q_1(c + m)^2}{Fc^2}$ - скорость поперечного потока, то есть

скорость фильтрации, через фильтрующую перегородку площадью (F), размером (c) ячейки в свету, коэффициентом (k) живого сечения и перегородками (m) между ячейками;

d - требуемая тонкость очистки (максимально допустимый диаметр частички в фильтрате).

Формула (3.2) в рукописи изложена не верно, так как при размере (c) ячейки в свету она должна иметь вид

$$\frac{V_{non}}{V_{np}} = \frac{d}{2c}. \quad (9)$$

То есть, из формулы (9) очевидно, что первое отношение в формуле (3.2) рукописи должно представлять собой отношение скорости фильтрации (V_{non}) к продольной скорости (V_{np}) потока, причем, на уровне $d/2$, т.е. центра тяжести частички, над сеткой, а не наоборот, как это имеет место в формуле (3.2) рукописи. При этом ссылка, сделанная автором в тексте рукописи перед формулой (3.2), на работу [6] явно ошибочная, так как в этой работе размер ячейки в свету сетки равен не C , как в рукописи, а $2C$, при последнем из которых формула (3.2) должна была бы иметь вид

$$\frac{V_{non}}{V_{np}} = \frac{d}{4c},$$

где $V_{non} = V_0$ в работе [6].

Об этом подробно сказано в публикации [10].

И так как формула (3.2) в рукописи должна быть вида формулы (9) данной публикации, то и формула (3.3) в ней также изложена не верно и, при заверении автора рукописи в том, что

$$k = \frac{c^2}{(c+m)^2}; \quad V_{np} = \frac{4(Q-Q_1)}{\pi D^2},$$

представленная в ней формула (3.3) как

$$\frac{\frac{Q_1 \cdot c^2}{F(c+m)^2} \cdot \pi \cdot D^2}{4(Q-Q_1)} = \frac{d}{2c},$$

должна быть вида

$$\frac{Q_1(c+m)^2 \pi D^2}{4Fc^2(Q-Q_1)} = \frac{d}{2c}. \quad (10)$$

После чего формула (3.4) рукописи с учетом формулы (10) должна выглядеть как

$$2\pi D^2 Q_1 (c+m)^2 = 4Fc(Q-Q_1)d \quad (11)$$

и, при отмеченном автором рукописи выражении $F = \pi D l$, формула (11) данной работы примет вид, отличающийся от вида в рукописи, а именно

$$\pi D^2 Q_1 (c + m)^2 = 2 \pi D l c (Q - Q_1) d,$$

откуда формула (3.5) рукописи должна быть вида

$$D Q_1 (c + m)^2 = 2 l c (Q - Q_1) d. \quad (12)$$

Но, основная суть изложенного выше замечания к рукописи не в том, что формулы (3.3-3.5) изложены автором в ней не верно. Суть вопроса состоит в том, что и формулы (10-12) данной работы, с точки зрения изложенного в работе [6] принципа гидродинамической очистки, тоже не правомерны. Они всего-навсего демонстрируют не правильный подход автора рукописи к изложению формул (3.3-3.5). А актуальность вопроса в том, что автор рукописи предложил «новизну», суть которой заключается в том, что в формуле (3.3) вместо продольной скорости (V_{np}) потока на уровне $d/2$ над поверхностью сетки далее по тексту он представил продольную среднюю скорость ($V_{np.cp.}$) потока жидкости в цилиндре отборочного фильтра, которую он изложил выше формулы (3.3) в виде

$$V_{np} = \frac{4(Q - Q_1)}{\pi D^2},$$

причем, ссылаясь при этом на работу [6], из которой очевидно, что в упоминаемой выше формуле (9) данной работы подразумевается не средняя продольная скорость ($V_{np.cp.}$) потока, а продольная скорость (V_{np}) потока на уровне $d/2$ (центра тяжести частички) над фильтрующей сеткой фильтра. Эти скорости потока по значению столь не сравнимы, что приравнивать их даже примерно категорически не допустимо, так как равными они никогда не будут при работающем очистителе. Поэтому, изложенное автором рукописи следует оценить как явное отрицание известного принципа гидродинамической очистки [6]. Безусловно, подобное отрицание в диссертации или иной научной публикации возможно, причем исключительно в случае, когда автор рукописи или иной публикации не согласен по данному вопросу с автором теории гидродинамической очистки [6]. Причем, в этом случае автор обязан изложить убедительные аргументы своего видения оспариваемого вопроса, чего в данном случае он не сделал.

Можно было бы так же предположить, что в рукописи по данному вопросу имеют место технические опечатки. Но, оказывается, что это исключено, так как далее в рукописи автором настоятельно приво-

дится даже пример расчета отборочного гидродинамического фильтра с использованием, на мой взгляд, неправильных и лишенных смысла обобщаемых формул и «нового» принципа гидродинамической очистки. При этом расчет выполнен довольно безответственно и не представляет какую-либо ценность для читателя.

Исследование работы [11], показывает, что она столь богата такими же ошибками и неправомерными толкованиями сути гидродинамической очистки и принципа ее осуществления, что заслуживает на индивидуальное ее рассмотрение.

Таким образом, допущенные в упоминаемых работах технические опечатки и математические ошибки, а также упрощенные изложения некоторых научных терминов, понятных только узкому кругу читателей, искажают научное понимание сути гидродинамической очистки жидкостей более широким кругом читателей, делают информацию о ней не вполне достоверной. Это в свою очередь порождает новые ошибки и сдерживает внедрение идеальных неполнопоточных гидродинамических очистителей, то есть очистителей с постоянной тонкостью очистки по всей поверхности фильтроэлемента.

Представленный авторами в рассматриваемых работах [3,4] формулой $d/2c > v_0/v_{np}$ принцип гидродинамической очистки жидкости возможно, как и в работе [1], имеет право на существование при каких-то конкретных значениях отношений этого неравенства, но в теории гидродинамической очистки столь вольное, теоретически и практически не обоснованное его толкование не допустимо. Научно обоснованным толкованием этого принципа являются изложенные в работе [1] формулы.

Рассматриваемый принцип очистки жидкостей от механических примесей имеет место во всех гидродинамических фильтрах, называемых в последние годы очистителями, но наиболее эффективным он может быть в, так называемых, идеальных неполнопоточных гидродинамических очистителях. Поэтому очевидно, что достичь задекларированного авторами работ [3,4] постоянства тонкости очистки жидкости по всей поверхности цилиндрического фильтроэлемента можно только в идеальном очистителе с вертикально расположенным в его корпусе фильтроэлементом. Такой очиститель и представлен в работах [3,4] типа «цилиндр в цилиндре», реализация которого возможна только в том случае, если расчет профиля боковой проницаемой поверхности его фильтроэлемента проводить по формулам (5-7) данной работы или по методу, изложенному автором работы [8].

Предложенные в рукописи [9] суть принципа гидродинамической очистки жидкости и расчет отборочного фильтра для его осуществления являются ошибочными.

Данная работа, так же как и работа [1], позволит получить более полное научное и наглядное представление о неполнопоточных гидро-

динамических фильтрах, пополнит достоверную информацию о них, будет полезна для научно-технического персонала проектных и промышленных предприятий, студентов учебных заведений и других заинтересованных лиц.

Библиографический список

1. Бондаренко В.П. О сути гидродинамической очистки жидкости в очистителях типа «цилиндр в конусе» / Сборник научных трудов Донбасского государственного технического университета. Вып. 37 - Алчевск: ДонГТУ, 2012.

2. ООО ПКП "Вектор" Внедрение гидродинамических фильтров [Электронный ресурс]/Режим доступа: www.pkpvector.ru/product/info.php.

3. Финкельштейн З.Л. Расчет профиля поверхности фильтроэлемента фильтров высокой пропускной способности / З.Л. Финкельштейн, Л.З. Финкельштейн // Вестник МАНЭБ, т. 11, № 4 (100), С - Пб, 2006 г.

4. Денищик С.С. Определение профиля поверхности фильтроэлемента для обеспечения постоянства тонкости очистки / Денищик С.С., Финкельштейн Л.З. // Всеукраинский научно-технический журнал "Промышленная гидравлика и пневматика", № 4 (14), 2006. - С. 45-47.

5. Чебан В.Г. О скоростном режиме жидкости в напорном полукольцевом канале очистителя с круговыми цилиндрами] /Сборник научных трудов Донбасского государственного технического университета. Вып. 35 – Алчевск: ДонГТУ, 2011 – С.138-148.

6. Финкельштейн З.Л. Применение и очистка рабочих жидкостей для горных машин / З.Л. Финкельштейн. – М. : Недра, 1986. - 233 с.

7. Патент. України № 15515, МПК В01D35/00. Бюл. №7, 2006 р.

8. Чебан В.Г. Практический расчет фильтроэлемента с грушеобразным профилем фильтрующей поверхности очистителя маловязких жидкостей / В.Г. Чебан // Сборник научных трудов Донбасского государственного университета. Вып. 31 – Алчевск: ДонГТУ, 2010. – С.115-126.

9. Бойко Н.З. Совершенствование очистителей рабочих жидкостей насосов с использованием гидроэлектрических технологий. [Электронный ресурс] / диссертация кандидата технических наук. – Режим доступа: <http://www.essuir.sumdu.edu.ua/bitstream/123456789/15881/1/735d.doc>

10. Бондаренко В.П. Замечания к статье «Методика расчета гидродинамических неполнопоточных фильтров», опубли. в журнале Вісник СумДУ, № 20. – С.15-19. / В.П. Бондаренко // Вісник СумДУ, Серія «Технічні науки», № 4, 2011. – С.202-205.

11. Финкельштейн Л.З. Интенсификация процессов очистки промышленных и хозяйственных сточных вод с целью улучшения экологической безопасности промышленных регионов Украины. / Автореферат на соискание ученой степени кандидата технических наук. ВУО МАНЭБ, Алчевск, 2007.

МАТЕРИАЛЫ
РЕГИОНАЛЬНОЙ НАУЧНО-ПРАКТИЧЕСКОЙ
КОНФЕРЕНЦИИ «РЕСУРСЫ, ПОТЕНЦИАЛ И
РАЗВИТИЕ ТЕРРИТОРИИ ЦЕНТРАЛЬНО-
ЛУГАНСКОГО СУБРЕГИОНА»
9 октября 2012 г.

*Зубов О.Р., Зубова Л.Г., Буняченко В.В.
(Східноукраїнський національний
університет ім. В. Даля, м. Луганськ)*

ОЦІНКА ВІДВАЛІВ ВУГІЛЬНИХ ШАХТ ДЛЯ ЇХ ВИКОРИСТАННЯ У ВІТРОЕНЕРГЕТИЦІ

Одним з елементів техногенного рельєфу Донбасу є терикони вугільних шахт. Вони займають площу від 20000 до 100000 м², та мають висоту до 100м.

У літературі є багато міркувань щодо їх корисного використання. Деякі вчені рекомендують використовувати терикони у вітроенергетиці. Нами проведено деякі дослідження в цьому напрямку. Виконано аналіз повторюваності вітрів різних напрямків для метеорологічних станцій Луганської області (рис.1).



Рисунок – 1 Повторюваність вітрів різних напрямків для метеорологічних станцій Луганської області

Згідно рис.1 для Луганської області переважаючими є вітри східного напрямку.

За допомогою програми Google earth нами була визначена висота над рівнем моря у підніжжя 42 териконів. Оскільки Донбас характеризується сильно пересічним рельєфом, породні відвали найчастіше розташовані на балочних схилах різних експозицій. Для оцінки «вигоди»

розташування кожного з териконів нами було запропоновано і розраховано показник, що змінюється від 1 до 5 балів (у бік підвищення якості). При збігу румбів напряму переважаючого вітру і експозиції схилу, на якому розташований терикон, що має місце на навітряному схилі, розташування відвалу оцінюється в 5 балів. При повній протилежності румбів розташування оцінюється одним балом. При перпендикулярності румбів відвалу привласнюються 3 бали. У два бали оцінюється ситуація, коли кут між румбами експозиції і напряму вітру дорівнює 135° . Якщо кут рівний 45° , це 2 бали, якщо 135° - 4 бали.

Таблиця 1 - Оцінка розташування териконів за переважаючими вітрами

Місце розташування терикона	Висота над рівнем моря у підніжжя терикона								Розташування	Бал ефективності розташування
	С	СВ	В	ЮВ	Ю	ЮЗ	З	СЗ		
Ювілейне	12 7	13 9	14 7	146	14 1	13 0	12 7	12 0	ПнЗ-С	1
Біле	13 0	14 2	15 1	153	13 7	12 6	11 4	10 6	ПнЗ-ПдС	2
Сіверне	24 7	25 3	25 8	261	26 7	26 2	25 6	24 6	ПнЗ-ПдС	3
Юріївка	99	94	96	104	11 0	10 7	10 5	10 1	ПнС-Пд	4
Сіверне	23 0	22 3	22 3	223	23 4	23 3	23 3	23 1	С-Пд	5

Нами проведені виміри швидкості вітру на типовому для Донбасу териконі за допомогою ручного анемометра на верхівці і схилах різних експозицій (табл. 2).

Таблиця 2 - Результати замірів швидкості вітру

Місце заміру		Повторності																			
Частина схилу	Експозиція	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
Верхівка		1.28	0.99	0.96	0.94	0.95	1.36	1.40	1.43	1.50	1.55	1.52	1.49	1.53	1.70	1.66	1.77	1.83	1.89	1.78	1.96
Середина	північ	1.84	1.24	1.52	1.27	1.65	1.46	1.39	1.85	1.95	1.52	1.35	1.90	1.27	1.78	1.15	1.42	1.70	1.42	1.56	1.61
	південь	0.96	0.93	0.97	1.03	1.23	1.15	0.99	1.10	1.13	1.28	1.17	1.00	1.34	1.21	0.98	1.34	1.02	0.98	1.23	1.07
	захід	1.54	1.36	1.34	1.68	1.92	1.45	1.63	1.29	1.27	1.92	1.48	1.44	0.96	1.73	1.01	1.32	1.43	1.63	1.87	1.51
	схід	1.42	1.53	0.91	1.54	1.38	1.91	1.72	1.21	1.10	1.85	1.05	1.20	1.43	1.37	1.58	1.97	1.36	1.24	1.42	1.82
Низ	північ	0.99	1.30	1.28	1.33	1.79	1.43	1.65	1.72	1.81	1.87	1.56	1.79	1.47	1.54	1.87	1.72	1.83	1.10	1.80	0.93
	південь	0.89	0.80	0.98	0.83	0.99	0.94	1.21	1.02	0.94	0.87	0.93	0.81	1.05	1.09	1.03	0.85	0.90	1.15	0.97	1.00
	захід	1.45	1.87	1.92	1.29	1.53	1.91	1.42	1.65	1.40	1.23	1.76	1.23	1.79	1.36	1.34	0.91	1.73	0.98	1.41	1.03
	схід	1.62	1.25	1.42	1.79	1.35	1.28	1.53	0.80	1.03	1.25	1.42	1.72	1.56	1.27	1.83	1.31	1.62	1.29	1.94	1.52

Перевірка значень швидкості вітру на однорідність виконувалась за допомогою критерію τ . Значення критерію τ розраховувались за формулами

$$\tau_{X_1} = \frac{X_2 - X_1}{X_{n-1} - X_1}; \quad \tau_{X_n} = \frac{X_n - X_{n-1}}{X_n - X_2}.$$

Результати розрахунків представлені в табл. 3.

Таблиця 3 - Результати розрахунків критеріїв τ для швидкості вітру на териконі

Статистичні параметри	Верхівка	Середина схилу				Низ схилу			
		північ	південь	захід	схід	північ	південь	захід	схід
X_n	1.96	1.95	1.34	1.92	1.97	1.87	1.21	1.92	1.94
X_{n-1}	1.89	1.90	1.28	1.87	1.91	1.83	1.15	1.91	1.83
X_2	0.99	1.24	0.96	1.29	1.05	0.99	0.81	0.98	1.03
X_1	0.94	1.15	0.93	1.01	0.91	0.93	0.80	0.91	0.80
τ_{X_1}	0,05	0,12	0,08	0,32	0,14	0,07	0,03	0,07	0,2
τ_{X_n}	0,07	0,07	0,16	0,08	0,06	0,04	0,15	0,01	0,12

Всі отримані нами значення швидкості вітру однорідні.

Гіпотеза про достовірність значень швидкості вітру висунута нами за допомогою показників асиметрії та ексцесу (A, E). Значення цих показників наведено в табл. 4.

Таблиця 4 - Статистичні показники швидкості вітру

Місце заміру		Показники				
Частина схилу	Експозиція	\bar{X}	S^2	V	A	E
Верхівка		1,47	0,19	29,79	-11,65	-4,22
Середина	північ	1,54	0,19	28,59	-11,32	-20,02
	південь	0,02	0,02	13,78	-307,50	441,42
	захід	1,49	0,17	27,71	-14,13	-14,50
	схід	1,45	0,16	27,88	-15,03	-10,48
Низ	північ	1,54	0,23	30,83	-9,02	2,53
	південь	0,96	0,06	25,85	-71,25	80,12
	захід	1,46	0,18	28,76	-13,33	-10,40
	схід	1,44	0,15	26,67	-17,86	-22,83

Таблиця 5 - Порівняння швидкості вітру на верхівці та схилах за допомогою критерію Фішера – Снедекора

Порівнювані місця заміру швидкості вітру	Фактичні значення		Різниця	
	F	t	істотна	не істотна
Верхівка – середина північного схилу	0	0.5	-	+
Верхівка – низ північного схилу	0.82	0.5	-	+
Верхівка – середина західного схилу	1.12	0.15	-	+
Верхівка – низ західного схилу	1.06	0.07	-	+
Верхівка – середина східного схилу	1.19	0.5	-	+
Верхівка – низ східного схилу	1.27	0.23	-	+
Верхівка – середина південного схилу	9.5	14.5	+	-
Верхівка – низ південного схилу	3.2	4.63	+	-

Нами також проаналізовані різні пропозиції щодо використання вітроенергетичного обладнання на териконах вугільних шахт.

Згідно патенту України № 62077 пропонується встановлювати на верхівках териконів вітротурбіни. Суть цього винаходу полягає у тому, що для установаження вітротурбіни використовується верхівка бездіяльних териконів, де вітер має потужний енергопотенціал і вітротурбіна виробляє більше електроенергії. Крім того, при цьому терикон замінює металеву башту, або частину башти вітротурбіни. А це економія металу і затрат праці на виготовлення башти. Як стверджують автори можливість використання цього способу очевидна: маємо бездіяльні (непридатні) терикони, маємо серійні вітротурбіни, котрі необхідно тільки умонтувати і одержувати електроенергію.

Автори Патенту України №66978 вказують на те, що вітротурбіни з баштою не підходять для розміщення на териконах. Їх недоліки:

- 1) велика затрата металу і велика трудомісткість виготовлення башти;
- 2) центр ваги у прототипі (електрогенератор, редуктор, апаратура управління і автоматики знаходяться вище точки опори на фундамент, тобто прототип має положення нестійкої рівноваги, що створює труднощі вітрогенератора, кріплення і експлуатації на вершинах териконів, де гірсь-

ка порода розрихлена. Суть винаходу за патентом України № 66978 полягає у тому, що в запропонованій конструкції "вітротурбіни для териконів" всі вузли і деталі стикування і кріплення до фундаменту розташовані вище центру ваги вітротурбіни, тобто вище електрогенератора, редуктора, апаратури управління і автоматики. Завдяки такому розташуванню вузлів і деталей стикування та кріплення вітротурбіна, яка розміщена на вершині терикону, знаходиться в стані стійкої рівноваги.

На кресленні (рис. 2) наведена вітротурбіна для териконів, де 1 - лопасті турбіни, 2 - електрогенератор з редуктором, апаратурою управління і автоматики, 3 - корпус, в якому розташовані електрогенератор, редуктор, апаратура управління і автоматики, 4 - фундамент, 5 - вершина терикону, 6 - направлення сили вітру, 7 - точка опори вітротурбіни на фундамент - площадка опори вітротурбіни на фундамент, 8 - перекидний момент, який створює вітер, 9 - момент, створений вагою вітротурбіни, який компенсує момент вітру, 10 - важіль сили вітру, 11 - важіль сили ваги вітротурбіни, 12 - вісь обертання.

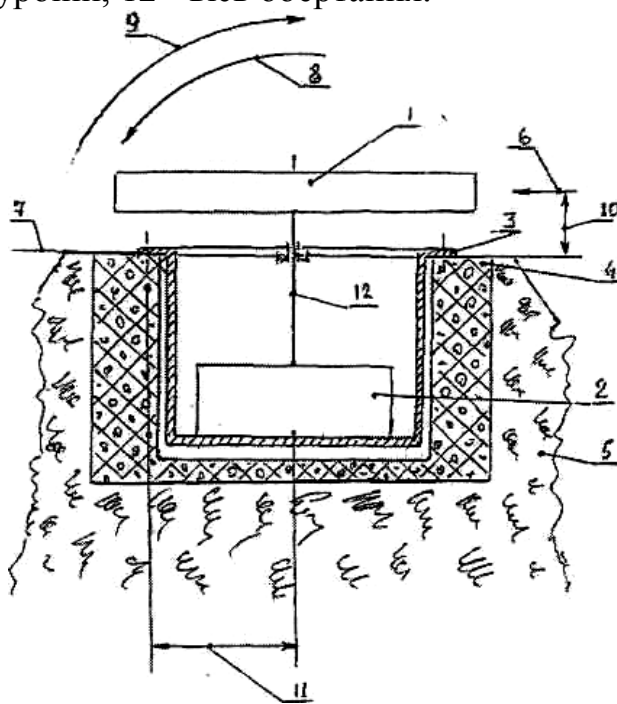


Рисунок 2 - Вітротурбіна для териконів

Згідно Патенту України № 79329 запропонована вітроелектростанція на породному відвалі, що містить вітродвигун, перед яким розташовані конфузори та концентратори вітрового потоку, яка відрізняється тим, що концентратори вітрового потоку виконано у вигляді системи радіально розташованих на поверхні відвалу жолобів, які розділені серпоподібними перегородками.

Вітроелектростанція на породному відвалі (рис. 3) містить вітро-двигун 1, перед яким у чотирьох напрямках радіально розташовані конфузори 2, перед якими, в свою чергу, розташовані концентратори вітрового потоку 3, що складаються з жолобів 4, обмежених рельєфними серповидними перегородками 5.

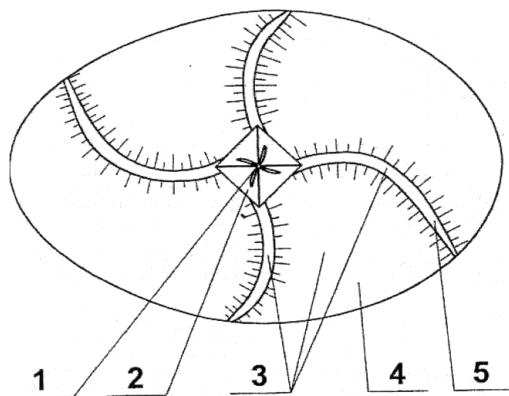


Рисунок 3 - Вітроелектростанція на породному відвалі

Висновки.

1. Оцінка «вигоди» розташування кожного з териконів, за запропонованим нами показником дозволяє вірно вибрати відвали для використання їх у вітроенергетиці.

2. Нами за допомогою ручного анемометра здійснено заміри швидкості вітру на типовому для Донбасу териконі. Всі отримані значення однорідні. При порівнянні швидкості вітру на верхівці та схилах між собою з'ясовано, що при північному напрямку вітру істотна різниця спостерігається лише між швидкістю вітру на верхівці та середині і низу південного схилу. Спостереження необхідно продовжити в діапазоні більш високої швидкості вітру та при різних його напрямках.

3. Терикони можна використовувати як місця розташування вітро-турбін та вітроелектростанцій тому, що за думкою авторів проаналізованих нами патентів на винаходи на відвалах вітер має потужний енергопотенціал, що позитивно впливає на працездатність електрогенеруючих приладів.

*к.т.н. Мурга В.В., Мельков С.М.,
Горельников С.А., Любич И.В.
(Донбасский государственный
технический университет, г. Алчевск)*

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ РЕСУРСА АЛЧЕВСКОЙ НАУЧНОЙ СТАНЦИИ ДЛЯ СОЗДАНИЯ ГЕОИНФОРМАЦИОННЫХ СИСТЕМ

Активное вмешательство человека в природную среду, что раньше носило определение «Антропогенный фактор», привело к глобальным изменениям окружающей среде которые в настоящее время просто невозможно не учитывать. Причем эти изменения постоянно накапливаются. Необходимо постоянное изучение происходящих изменений и их учет при проектировании предприятий, в строительстве, при введении в действие технологических комплексов, в экологии, сельском хозяйстве, при развитии инфраструктур, в навигации и в других областях жизнедеятельности человека.

До недавнего времени термин «Геоинформационные системы» использовался узким кругом специалистов в области геодезии и геофизики. Однако все возрастающая потребность в информации об изменениях в окружающей среде привела к необходимости создания геоинформационных систем (ГИС) как на государственном уровне, так и на местах. Этому свидетельствует масса постановлений Правительства и законов Украины, которые вышли в последнее время.

Внимание к состоянию окружающей природной среды вызвано не столько проблемой эффективности работы промышленных предприятий (что тоже немаловажно), но в большей степени – изменениями условий жизни в Украине. Особенно остро этот вопрос стоит в густонаселенных промышленных областях Украины, и в первую очередь – в Луганской и Донецкой областях.

Луганская и Донецкая области находятся на стыке двух геотектонических плит. Причем разлом земной коры проходит с севера на юг Луганской области. Образование полостей в местах шахтных выработок и движение тектонических плит увеличивают геодинамическую активность в районе Донбасса и особенно в его восточной части. Ситуация осложняется подтоплением большого числа выведенных из эксплуатации шахт. Поэтому в настоящее время помимо вертикальных смещений поверхности Земли увеличилась оползневая активность, обусловленная обводнением обширных земных массивов. В результате неравномерной по толщине смачиваемости слоев на значительной площади и давления

налегающих более сухих слоев происходит раздавливание смоченных слоев с образованием сдвига на большой площади.

Указанные изменения традиционными средствами, которые до настоящего времени использовались в геодезии, учесть практически невозможно. Возникает необходимость использования более совершенных технологий, основанных на изучении глобальных геодинамических процессов методами наблюдений искусственных спутников Земли.

По проекту Государственного межвузовского центра «Орион» Донбасского горно-металлургического института в 1992 – 2001 г.г. была создана сеть лазерно-локационных станций для спутниковой геодезии и космической навигации, которая состоит из трех пунктов, расположенных в астрономических обсерваториях Львовского, Ужгородского национальных университетов и ГМЦ «Орион» Донбасского государственного технического университета в Алчевске (рис.1). Эти пункты интегрируются в глобальную геодезическую систему WGS-84, которая позволяет осуществлять привязку к центру тяжести Земли независимо от вида выбранной модели поверхности. Эта процедура выполняется путем наблюдения искусственных геодезических спутников Земли. Телескоп ТПЛ-1М, рабочее место оператора и аппаратура для регистрации и обработки информации показаны на рис.2.

В 2003 г. на Астрономической обсерватории ГМЦ «Орион» с помощью Укргеодезкартографии и НККАУ была создана GPS-станция Украинской перманентной сети. Эта станция войдет в Государственную сеть мониторинга глобальных навигационных спутниковых систем. GPS-приемник «Trimble 5700» в комплексе с компьютером для сбора и обработки информации позволяет круглосуточно вести наблюдения (рис. 2, 3). В настоящее время данные, получаемые GPS-станцией, подвергаются обработке и передаются в НИИ геодезии и картографии одноименного департамента Минэкологии.

ГМЦ «Орион» ДГТУ с участием соответствующих управлений Луганской областной госадминистрации и администрации г.Алчевска разрабатывают проект использования научного комплекса Астрономической обсерватории ГМЦ «Орион» и GPS-технологий для выполнения геодезических и картографических работ, а также – для геодинамических и экологических исследований на территории Донбасса с учетом техногенных особенностей данного региона Украины. Особое внимание уделяется влиянию на окружающую природную среду горных выработок, хранилищ отходов металлургического производства и топливно-энергетического комплекса.



Рисунок 1 – Видно Астрономическую обсерваторию ГМЦ "Орион"



Рисунок 2 – Опорный GPS пункт: антенна двухчастотного GPS приемника и система передачи данных



Рисунок 3 – Спутниковый GPS-приемник
и служба времени обсерватории



Рисунок 4 – Телескоп ТПЛ-1М



Рисунок 5 – Рабочее место оператора, устройства компьютерного управления телескопом и аппаратура для обработки и регистрации информации

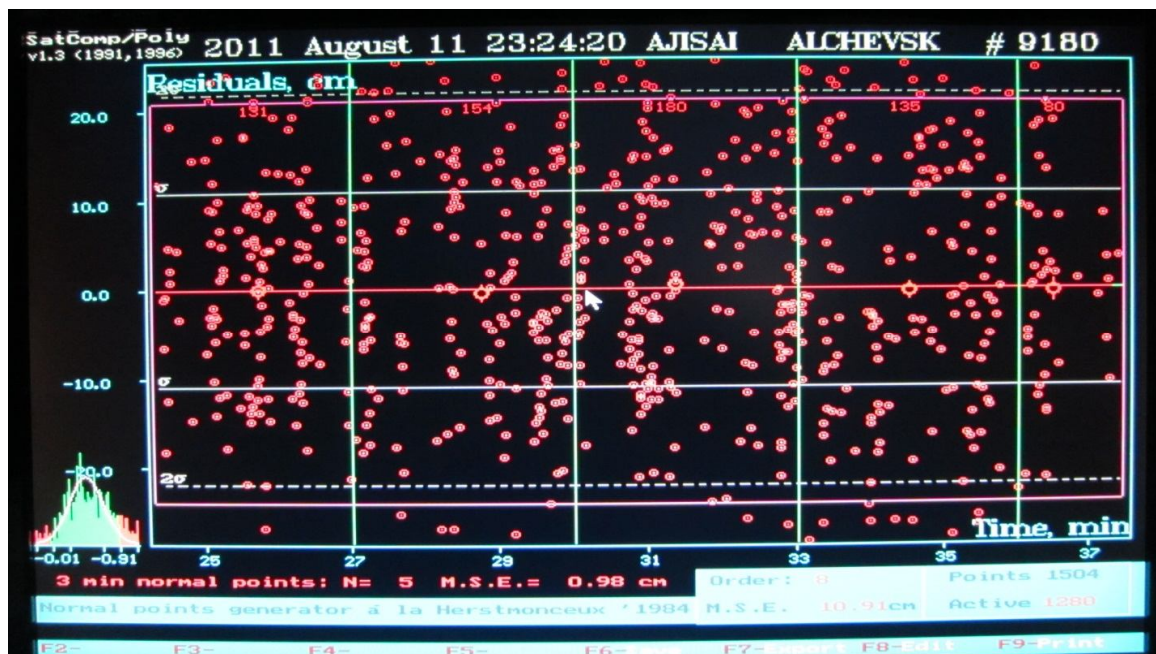


Рисунок 6 – Протокол наблюдения спутника «AJISAI». Точность оценки дальности после обработки – 9,8 мм

*к.х.н. Смирнова И.В.
(НИПКИ "Параметр" Донбасского государственного
технического университета, г. Алчевск)*

ИССЛЕДОВАНИЕ СОСТОЯНИЯ ИСАКОВСКОГО ВОДОХРАНИЛИЩА В РАМКАХ ПРОГРАММЫ МОНИТОРИНГА ОКРУЖАЮЩЕЙ ПРИРОДНОЙ СРЕДЫ «ЭКОЛОГИЯ – 2015»

Донбасский регион является самым маловодным в Украине, поэтому любой водный источник должен оберегаться от различных воздействий, которые могут привести к его гибели.

В Луганской области в 1954 году было создано Исаковское водохранилище для обеспечения технической водой двух градообразующих предприятий г.Алчевска. За последующие 20–30 лет территорию вокруг водохранилища практически полностью застроили дачными участками, поэтому в настоящее время Исаково – это еще и водоем культурно-бытового назначения. Но купание в Исаковской воде не рекомендуется из-за превышения санитарных норм по бактериологическим показателям.

Пополнение воды в водохранилище осуществляется за счет реки Белая, впадающей в Исаковское водохранилище, родниковых источников и осадков.

В 2008 г. было проведено санитарно-техническое обследование Исаковского водохранилища и прибрежной зоны. По итогам обследования составлено 76 протоколов. Выводы неутешительны: качество воды в Исаковском водохранилище ухудшается с каждым годом.

Много неприятностей водоему доставляет неконтролируемый сброс сточных вод коммунальных и промышленных объектов Перевальского района, очистные сооружения которых морально устарели, физически изношены, требуют капитального ремонта или полной реконструкции.

С 2008 года за счет средств областного фонда охраны окружающей природной среды произведены реконструкция очистных сооружений в пгт. Селезневка и начата реконструкция очистных сооружений пгт. Чернухино. Выполнение этих мероприятий позволит обеспечить очистку сточных вод до нормативных показателей, а, следовательно, частично снизить загрязнение реки Белой и Исаковского водохранилища.

Но основная причина ухудшения качества Исаковской воды – заиление водоема, которое приводит к вторичному загрязнению. Осадок на дне заиливает и тампонирует родниковые источники, питающие водоем, вследствие чего нет притока чистой разбавляющей воды. Общий объем заиления с 1955 по 2007 годы составил 6,07 млн. м³. Причем с 1955 по 1984 г.г. объем

заиления был равен 4,66 млн. м³ (155,4 тыс. м³/год), а с 1985 по 2009 г.г. – 1,54 млн. м³ (64,1 тыс. м³/год).

С 1993 г. населением и администрацией города постоянно поднимается вопрос очистки водоема от донных отложений. Были проведены глубокие исследования состояния водохранилища и даже разработан проект очистки, но так как выполнение этих работ требует солидных капитальных затрат, осуществление проекта отложено на неопределенный срок.

На протяжении последних 15 лет лаборатория промышленной экологии НИПКИ "Параметр" ДонГТУ, Государственная экологическая инспекция в Луганской области и Перевальская СЭС проводят постоянный мониторинг состояния воды и донных отложений Исаковского водохранилища.

Данные мониторинга за 2005 – 2011 г.г. представлены в таблице 1.

Таблица 1 – Качество воды Исаковского водохранилища за период 2005 – 2011 г.г.

Показатель качества	Годы						
	2005	2006	2007	2008	2009	2010	2011
рН	8,24	8,62	8,58	8,42	8,28	7,82	7,64
Жестк. общая, мг–экв/дм ³	7,40	6,94	7,62	8,25	8,52	8,73	10,27
Кальций, мг/дм ³	72,75	75,35	55,71	79,16	87,78	106,81	102,10
Магний, мг/дм ³	46,09	38,67	59,58	52,23	50,1	41,30	50,54
Хлориды, мг/дм ³	74,38	70,81	107,06	107,75	84,6	156,50	174,79
Сульфаты, мг/дм ³	381,37	343,12	460,62	521,9	478,89	425,70	453,81
Азот аммонийный, мг/дм ³	0,190	0,270	0,294	0,250	0,379	0,350	0,380
Нитриты, мг/дм ³	0,053	0,0529	0,036	0,061	0,136	0,140	0,182
Нитраты, мг/дм ³	4,97	4,764	0,792	0,697	1,024	1,080	1,230

Продолжение таблицы 1

Железо, мг/дм ³	0,134	0,183	0,175	0,148	0,136	0,094	0,094
Сухой ост., мг/дм ³	884,04	824,56	1180,60	1203,38	1214,13	1227,70	1318,70
Окисляемость, мг/дм ³	4,04	3,59	4,67	5,73	9,48	20,20	13,00
БПК ₅ , мг/дм ³	4,49	5,175	4,526	5,35	5,83	6,79	5,29
Раств. кисл., мг/дм ³	12,06	10,156	11,35	9,71	15,5	7,45	7,27

Проанализируем результаты мониторинга.

По значениям водородного показателя вода в водохранилище слабощелочная (рН ≈ 8,23), что может свидетельствовать о достаточно высоком карбонатно–бикарбонатном анионном составе.

Невысокие для нашего региона значения жесткости воды ($J_{\text{ср}} \approx 8,25$ мг–экв/дм³) и соответственно концентрации ионов кальция и магния позво-

ляют предположить, что относительная "мягкость" воды обусловлена наличием ионов натрия и калия. Суммарное содержание калий-, натрий-, карбонат- и бикарбонат-ионов рассчитано по формуле:

$$\sum C (K^+, Na^+, HCO_3^-, CO_3^{2-}) = \text{Сухой ост.} - \sum C (Ca^{2+}, Mg^{2+}, Cl^-, SO_4^{2-}), \text{мг/дм}^3$$

и приведено в таблице 2.

Таблица 2 – Натриево-калиево-карбонатно-бикарбонатный состав воды Исаковского водохранилища за период 2005 – 2011 г.г.

Суммарный ионный состав воды, мг/дм ³	Годы						
	2005	2006	2007	2008	2009	2010	2011
$\sum C (K^+, Na^+, HCO_3^-, CO_3^{2-})$	309,45	296,73	497,62	442,34	512,66	497,39	537,46

Содержание хлоридов и сульфатов за период исследования воды Исаковского водохранилища находится в пределах ГОСТ 2874–82 «Вода питьевая».

По сухому остатку с 2007 года наблюдается небольшое превышение норм ГОСТ 2874–82 «Вода питьевая», причем с тенденцией роста, – это свидетельствует о накоплении солей, т.е. об увеличении минерализации, что может привести к уровню засоления, препятствующему рыбохозяйственной деятельности.

Содержание железа общего в воде водоема практически не изменяется и находится в пределах ГОСТ 2874–82 «Вода питьевая».

Более подробно следует остановиться на изменении содержания биогенных загрязнений.

Наличие биогенных веществ в воде водоема в таких количествах (таблица 1) свидетельствует о протекании процессов гниения, поскольку азотсодержащие соединения являются продуктами гниения растений, микроорганизмов и т.д. В результате происходит вторичное загрязнение водоема ионами азота аммонийного, нитритами и нитратами. По соотношению концентраций этих трех ионов можно судить о достаточном или недостаточном содержании кислорода для работы механизма самоочищения водоема. Процесс разложения (гниения) органических веществ сопровождается окислением азота аммонийного в азот нитритный, а затем в азот нитратный по схеме:



Если кислорода в воде достаточно, то преобладает содержание нитратов, а азот аммонийный должен либо отсутствовать, либо присутствовать

в очень небольших количествах. В таком случае механизм самоочищения работает, и водоем справляется с органическими загрязнениями.

Если кислорода в воде недостаточно, то содержание нитратов будет минимальным по сравнению с концентрацией азота аммонийного. Значит, механизм самоочищения не работает, а водоем начинает «цвести», гнить, донные отложения накапливаются, объем заиления увеличивается и водоем погибает.

Так, содержание азота аммонийного за семь лет увеличилось в 2 раза, в то время как содержание нитратов снизилось в 4 раза. Это значит, что кислорода для окисления азота аммонийного в нитрат-ионы не хватает.

Анализ результатов мониторинга состояния Исаковского водохранилища позволяет сделать следующие выводы:

1. Протекание процессов гниения органических загрязнений сопровождается увеличением концентрации азота аммонийного и нитритов, снижением концентрации нитратов, что приводит к вторичному загрязнению водоема и увеличению объемов донных отложений (заиления), которые тампонируют родниковые источники и перекрывают подпитку водоема чистой водой.

2. Недостаточное количество кислорода делает невозможным осуществление механизма самоочищения водоема и окисления азота аммонийного в нитраты.

3. Продолжается загрязнение водоема сточными водами, поступающими с водой р. Белая.

Для спасения Исаковского водохранилища необходимо принимать срочные меры. Ведь Исаково – это не только любимое место отдыха населения, не только рыбохозяйственный водоем, но еще и огромный резервуар достаточно чистой воды, который может служить источником водоснабжения в нашем маловодном регионе.

Следует пересмотреть проект очистки водохранилища от донных отложений с точки зрения современных технологий. Сотрудники НИПКИ "Параметр" ДонГТУ на протяжении нескольких лет по собственной инициативе занимаются разработкой методов утилизации и переработки донных отложений с целью получения из них удобрений.

Реализацией и финансированием этих работ должны заниматься в первую очередь власти, иначе водоем погибнет, а мы безвозвратно утратим жемчужину Луганской области – Исаковское водохранилище.

*Зубова Л.Г., Зубов А.Р., Харламова А.В.
(Восточноукраинский национальный
университет им. В. Даля, г. Луганск)*

ПЕРСПЕКТИВЫ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ПОВЕРХНОСТИ ТЕРРИКОНОВ ДЛЯ ФОРМИРОВАНИЯ «КИОТСКИХ ЛЕСОВ»

Увеличение концентрации парниковых газов в атмосфере Земли и связанное с этим изменение климата планеты, получившее название «парникового эффекта» [1] на сегодняшний день является одной из основных глобальных экологических проблем. Около 80% массы парниковых газов приходится на диоксид углерода (CO_2), поэтому вопросам снижения концентрации углекислого газа в атмосфере уделяется особое внимание [2].

Одним из способов сокращения концентрации углекислого газа в атмосфере в рамках выполнения положений Киотского протокола является сохранение лесов, улучшение их структуры, повышение продуктивности, содействие рациональным методам ведения лесного хозяйства, облесению и лесовозобновлению на устойчивой основе [3].

Лесные экосистемы мира участвуют в углеродном балансе, ежегодно депонируя углекислый газ в размере 1,8-2,9 млрд. т, что эквивалентно 0,5-0,8 млрд. т абсорбированного углерода [4]. Однако для создания угледепонирующих «киотских» лесов должны использоваться территории, непригодные для сельхозпроизводства и не занятые лесом в течение последних 50 лет. Поэтому возникает проблема нехватки территорий для увеличения площади лесов.

В Донбассе решением этой проблемы, на наш взгляд, может стать использование для создания лесов поверхности отвалов угольных шахт, тем более, что угледобывающие предприятия в этом могут найти выгоду.

Горнодобывающие предприятия после окончания эксплуатации земельного отвода являются юридически ответственными и обязаны восстановить до первоначального состояния качество арендованных земель [5]. Создание «киотских» угледепонирующих лесов на терриконах может помочь шахтам решить эту проблему, так как само государство заинтересовано в этом.

Вопросы, связанные с ролью лесных экосистем в предотвращении изменения климата, исследовались различными авторами. Так в [2] рассмотрена роль лесных экосистем центрального полесья как важного фактора депонирования углерода с целью решения глобальной проблемы изменения климата. Изучался вклад лесонасаждений в баланс стока и эмиссии углерода, а также рассматривались данные вопросы в эколо-

го-экономических системах [1, 4]. Однако какие-либо исследования возможности использования лесонасаждений рекультивированных отвалов угольных шахт в качестве угледепонирующих лесов отсутствуют.

Целью настоящих исследований являлось изучение возможности формирования угледепонирующих лесных экосистем на терриконах угольных шахт Донбасса.

Для достижения поставленной цели были решены следующие задачи:

1. Исследовать наличие растительности на терриконах Донбасса, рассчитать суммарные показатели площади поверхности исследуемых отвалов и предполагаемой абсорбции CO_2 в случае их озеленения данных отвалов.

2. Изучить параметры существующего древостоя на типичном для Донбасса рекультивированном отвале угольной шахты.

Для решения первой задачи с помощью программного обеспечения Google Earth [6] были исследованы 46 отвалов. В частности проведена визуальная оценка густоты растительного покрова облесённой поверхности, рассчитаны площади поверхности отвалов (табл. 1). По полученным результатам видно, что большая часть исследуемых отвалов не подвергалась рекультивации, а суммарная площадь их поверхности, пригодной для создания «киотских лесов», составила 331,65 га.

Известно, что на территории Донбасса находится около 1500 отвалов пустой породы - терриконов, общая площадь, занятая ими составляет более 7 тыс. га [7]. Проводя их рекультивацию, в частности ее биологический этап, можно тем самым, фактически, создавать «киотские леса», которые позволят получить необходимый сток углерода в наземные экосистемы, и могут быть профинансированы из бюджета.

Исходя из того, что 1 га городских насаждений поглощает в течение часа 8 кг диоксида углерода [8], было рассчитано предполагаемое количество CO_2 , абсорбированного лесонасаждениями исследуемых отвалов, при условии их озеленения. Полученные теоретические результаты представлены в табл. 1. Так, установлено, что суммарный предполагаемый сток диоксида углерода лесными экосистемами исследованных отвалов после их озеленения составит 23242,19 т/год.

Таблица 1 - Предполагаемая абсорбция CO₂ лесными насаждениями, формируемыми на отвалах угольных шахт Донбасса

Район расположения	№ отвала	Характеристика растительного покрова	Площадь поверхности террикона, м ²	Предполагаемая абсорбция CO ₂ , т/год
Краснолучский	1	отвал не озеленен, естественное зарастание на 20%	55138	386,4
	2-9	отвалы не озеленены	613028	4296,2
Краснодонский	10, 13	отвалы не озеленены	191754	1343,8
	11-12	отвалы не озеленены, естественное зарастание у подножия, растительный покров 10%	61781	433,0
Лисичанский	14, 23, 34,	отвалы не озеленены, естественное зарастание древесной растительностью на 20-25%	232965	1632,6
	17, 25	отвалы не озеленены, естественное зарастание древесной растительностью на 5%	92314	646,9
	27, 36	отвалы озеленены, покрыт древостоем на 50%	137707	965,1
	29-31	озеленено плато отвалов	216691	1518,5
	15-16, 18-22, 24, 26, 28, 32-33, 35, 37-46	отвалы не озеленены	1715145	12019,7

Полученные данные площадей поверхности исследуемых отвалов угольных шахт Донбасса были проверены на однородность и достоверность.

Методом спрямленных диаграмм графически была подтверждена гипотеза о нормальном распределении данной генеральной совокупности (рис. 1). Так как все точки (кроме «начальных» и «конечных») лежат вблизи прямой, нет оснований отвергать гипотезу о нормальном распределении [9].

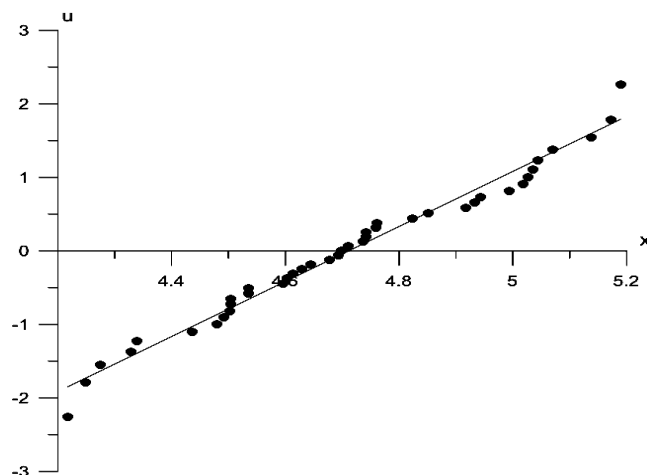


Рисунок 1 - Проверка данных на соответствие закону нормального распределения с помощью метода спрямленных диаграмм

Для решения второй задачи нами было изучено экологическое состояние средневозрастного древостоя типичного рекультивированного отвала шахты им. XIX съезда КПСС Лутугинского района Луганской области. Горнотехнический этап рекультивации террикона состоял в срезании вершины и нанесении на нее потенциально плодородного грунта. Биологический этап проводился в 1984-1985 гг. и заключался в посадке на склонах акации белой (*Robinia pseudoacacia*) и на плоской вершине груши обыкновенной (*Pyrus communis* L.), абрикоса обыкновенного (*Armeniaca vulgaris* Lam.) и акации белой. В процессе развития естественного биоценоза поверхность отвала обрела густой травянистый покров.

Рассмотрим основные показатели роста акации белой на указанном отвале. Диаметры стволов большей части деревьев находятся в диапазоне от 70 до 90 мм (рис. 2), при высоте около 5-6 м.



Рисунок 2 - Количественные характеристики диаметров стволов акации белой

Из полученных данных видно, что лесонасаждения акации белой, произрастающей на исследуемом терриконе, соответствуют III классу бонитета.

Нами были измерены приросты по диаметру срезов модельных деревьев акации белой возрастом 24 года. Средний годовой прирост за весь жизненный цикл модельных деревьев с вершины отвала, а также его западного, северного и южного склонов, составил соответственно: 2,4; 1,34; 1,45 и 1,2 мм, что находится в хорошем соответствии с приростом акации белой в степной зоне. Таким образом, можно заключить, что создание «киотских» угледепонирующих лесов на поверхности отвалов угольных шахт Донбасса вполне обоснованно.

Выводы.

1. Формирование древесных фитоценозов на поверхности недействующих отвалов угольных шахт позволило бы не только улучшить экологическое состояние окружающей среды, но и получить сток CO_2 в наземные лесные экосистемы. Расчеты, выполненные для 46 отвалов угольных шахт Донбасса, показывают, что после их озеленения абсорбция диоксида углерода составит 23242 т/год.

2. Проведенные исследования параметров средневозрастного древостоя рекультивированного террикона показали, что даже при неблагоприятных условиях произрастания древостоя на отвалах угольных шахт, существует возможность выращивания лесонасаждений, продуктивность которых достаточно велика и соответствует III классу бонитета.

д.т.н. Дрозд Г.Я.
(Донбасский государственный
технический университет, г. Алчевск)

СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ РЕШЕНИЯ ПРОБЛЕМЫ УТИЛИЗАЦИИ КОММУНАЛЬНЫХ ОТХОДОВ

Крупнейшая экологическая проблема Украины – загрязненность ее территории отходами. Особую озабоченность вызывают отходы, образованные в процессе очистки городских сточных вод – канализационные илы и осадки сточных вод (ОСВ).

Основная специфика отходов - их двухкомпонентность: система состоит из органической и минеральной составляющей (от 80 и 20% соответственно в свежих отходах и до 20 и 80% после длительного хранения). Наличие в составе отходов определенного количества тяжелых металлов обуславливает их IV класс опасности. В соответствии с санитарными нормами [1], такие виды отходов должны складироваться под открытым небом и дальнейшей переработке не подлежат. Это привело к тому, что в стране накоплено ок. 1млрд. т осадков, суммарная площадь для складирования которых составляет примерно 50км² на пригородных и городских территориях [2].

В 2005г. в странах ЕС в соответствии с директивой 86/278/ЕС по охране окружающей среды, осадки сточных вод были использованы следующим образом: 52% - в сельском хозяйстве; 38% - сожжены; 10% - складированы [3].

Закон Украины “Об отходах” в виду отсутствия соответствующих технологий утилизации обязывает осадки сточных вод только складировать [4].

Технологическая отсталость нашей страны в сфере утилизации ОСВ в практическом плане обусловлена в первую очередь непопозволительными затратами финансовых ресурсов на соответствующие предприятия и оборудование. Поэтому ставится задача разработки альтернативных эффективных и экономичных способов и технологий вовлечения коммунальных отходов – осадков сточных вод в хозяйственный оборот.

Основными подходами к решению проблемы были следующие [5-7]:

- стабилизация состава и соотношение органической и минеральной составляющих ОСВ зависят от времени – чем более ”старый” отход, тем он более минерализован и стабилен;

- наличие ТМ (тяжелых металлов) в ОСВ зависит от вида промышленности городов;

- хранилища ОСВ – это техногенные месторождения сырьевых ресурсов;

- крупнотоннажный отход ОСВ должен быть использован для получения крупнотоннажной продукции на существующем парке оборудования;

- полученная продукция должна иметь спрос и соответствовать техническим, экологическим и санитарно-гигиеническим требованиям.

В результате теоретических, экспериментальных и пилотных исследований было показано, что решение экологической проблемы – ликвидации накопленных объемов осадков сточных вод возможно путем их активного вовлечения в хозяйственный оборот в следующих отраслях:

- **дорожного строительства** (производство органо – минерального порошка взамен минерального порошка для асфальтобетона);

- **строительства** (производство утеплителя типа керамзит и эффективного кирпича);

- **аграрном секторе** (производство высокогумусного органического удобрения), что иллюстрируют рисунки 1-4.

Предложенные способы и технологии позволяют:

- утилизировать до 200кг сухого ОСВ в 1 кубическом метре асфальтобетона с получением материала, физико-механические показатели которого не уступают требованиям ДСТУ (табл.1);

- в обжиговых керамических изделиях может быть утилизировано 50% ОСВ с получением заданных свойств керамического черепка (табл.2);

- при производстве органических удобрений утилизация ОСВ достигает 75%.



Рисунок 1 – Виды исходных отходов



Рисунок 2 – Основные этапы утилизации ОСВ в дорожном строительстве



Рисунок 3 - Производство керамических изделий на основе ОСВ



Рисунок 4 – Производство органического удобрения – биогумуса на основе ОСВ методом вермокомпостирования

Таблица 1 – Физико-механические свойства образцов асфальтобетона с различным содержанием добавки ОСВ

№ п/п	Состав асфальтобетона (плотный, тип Б)	Водонасыщение, %	Набухание, %	Предел прочности при сжатии, МПа, при температуре			Коэффициент водоустойчивости
				20°С	50°С	водонас. сост.	
1	Щебень – 35%; Песок из отсева дробления щебня – 65% (контроль)	0,6	0,12	6,40	2,05	5,56	0,87
2	Щебень – 35%; Песок из отсева дробления щебня – 63%; ОСВ – 2%.	0,55	0,15	6,10	1,65	5,70	0,93
3	Щебень – 35%; Песок из отсева дробления щебня – 61%; ОСВ – 4%.	0,97	0,15	6,25	1,92	5,60	0,89
4	Щебень – 35%; Песок из отсева дробления щебня – 59%; ОСВ – 6%.	0,65	0,06	7,40	3,0	6,80	0,91
5	Щебень – 35%; Песок из отсева дробления щебня – 57%; ОСВ – 8%.	1,22	0,18	8,0	3,3	6,9	0,86
	Требования ДСТУ Б В.2.7-119-2003 (марка II, верхние слои)	1,5-3,5	не более 0,85	2,4	1,2	-	не менее 0,85
	Требования ДСТУ Б В.2.7-119-2003 (марка II, нижние слои)	не более 10	-	1,5	-	-	не менее 0,6

Таблица 2 - Основные свойства керамического черепка

№	Содержание осадка, %	Средняя плотность, $\rho_{\text{ср}}$, г/м ³	Пористость, P_o , %	Теплопроводность, λ , Вт/м·К	Предел прочности при сжатии, $R_{\text{сж}}$, МПа
1	Без добавки	2,08	16,4	0,99	12,2
2	10	2,0	20,0	0,94	13,3
3	20	1,82	27,2	0,84	12,0
4	30	1,70	29,2	0,80	10,2
5	40	1,61	31,6	0,78	9,75
6	50	1,56	37,6	0,70	9,4
7	60	1,50	40,0	0,67	9,25
8	70	1,41	43,5	0,62	9,0
9	80	1,28	48,8	0,55	8,75

Выводы

1. Экспериментальными и опытно – промышленными исследованиями показана возможность вовлечения ОСВ в хозяйственный оборот с использованием новых подходов и технологий, что позволит частично решить проблему экологической безопасности страны.

2. Для широкого практического использования предложенных способов утилизации ОСВ необходимо решить ряд организационно-правовых вопросов:

- внести изменения в Закон Украины “Об отходах”;
- разработать технические условия на продукцию и провести ее сертификацию;
- подготовить обращение в Кабинет Министров Украины и Министерство охраны окружающей природной среды с просьбой о разработке действенных механизмов и путей предоставления льгот по налогообложению прибыли полученной от реализации продукции, изготовленной с использованием отходов и государственных субсидий на снижение процентов по банковским кредитам, направленных на реализацию проектов по утилизации отходов.

Джалилов А.
(ООО «Научно-производственная
фирма средств автоматики», г. Луганск)

КРАТКАЯ ИНФОРМАЦИЯ О ПЕРСПЕКТИВЕ ВНЕДРЕНИЯ ЭНЕРГОСБЕРЕГАЮЩИХ ТЕХНОЛОГИЙ В ЛУГАНСКОЙ ОБЛАСТИ

Сегодня, особенно остро в промышленности Украины, стоит вопрос экономии энергоресурсов. Наше предприятие предлагает Вашему вниманию решение, которое позволит теплопроизводящим предприятиям Луганской области использовать различного рода тепловыделения оборудования во время его работы, а также огромный потенциал энергии находящийся в земле. Далее рекуперировать эту огромную массу «бросового» тепла на повторное использование - в зимнее время на обогрев, а в летний период на охлаждение производственных участков и складов хранения готовой продукции.

Предварительные расчеты и изучение применяемого в технологическом процессе оборудования предприятий пищевой отрасли (кондитерские фабрики, хлебозаводы), литейные цеха, шахты, предприятия системы обеспечения водой и удаления стоков, показывают, что суммарные тепловыделения от работающего оборудования составляют от 100 до 1000 кВт/час. Эта, выделяемая тепловая, энергия безвозвратно выбрасывается в атмосферу, что крайне нерационально и неразумно.

Вследствие возникновения этих явлений возникают: дисбаланс в обмене воздуха приточно-вытяжных системах вентиляции, выход из строя электрооборудования (запыленность), проблемы с качеством изготавливаемой продукции, ее хранением, дополнительные затраты на создания нормативных условий в производственных помещениях, что приводит к вынужденным простоям и потерям. как в зимнее так и в летнее время.

Предлагаем реальное решение по использованию в этой технологии тепловых насосов (типа Воздух-Воздух), внедрение которого позволит трансформировать выбрасываемое тепло, превратив его (коэффициент трансформации $3,5 \div 4,0$) в технологическое тепло или холод, подать вновь на производственные участки без дополнительных расходов на природные газ, электрическую энергию, пар.

Данное предложение, позволит заметно снизить затраты на основные энергоносители. Стандартный срок окупаемости затрат на внедрение технологии тепловых насосов составляет не менее 3- 4-х лет. П

Предложение реально сократит окупаемость затрат до 1-х – 2-х лет, т.к. внедряется технология круглогодичного использования оборудования (летом - холод, а зимой - тепло).

Учитывая типовые технологические схемы производства в различных предприятиях и корпорациях, а также типовое оборудование, можно с большой долей уверенности предположить быструю окупаемость первоначальных вложений, достаточно высокую рентабельность аналогичных проектов.

Диапазон применения этого предложения распространяется также как на работающие сегодня объекты, так и на залитые сегодня шахты, постоянное геотермальное тепло в которых, можно круглогодично использовать в целях отопления (охлаждения): в жилых массивах, больницах, объектах социально-культурного назначения, санаториях и пр.

Краткая информация о технологии теплового насоса.

Тепловые насосы (ТН) получили массовое распространение во многих странах мира, ежегодно устанавливаются сотни тысяч установок, особенно в странах Евросоюза, США, и Китае. Помимо уникальности данной системы отопления и холодоснабжения, способствует постоянный рост стоимости дизельного и других видов топлива.

Тепловой насос – это источник энергии систем отопления, охлаждения (кондиционирования) и горячего водоснабжения. Основное отличие теплового насоса от других генераторов тепловой энергии (электрических, газовых и дизельных) заключается в том, что при производстве тепла до 80 процентов энергии извлекается из окружающей среды. Тепловой насос «выкачивает» солнечную энергию из грунта, скальной породы, озера, накопленную за теплое время года и преобразовывает тепло отработанных и удаляемых воздушных, водных масс.

Для выработки и передачи в систему отопления 1 кВт/час тепловой энергии, тепловой насос затрачивает всего 0,2-0,25 кВт/час электроэнергии для работы компрессора.

Отличия теплового насоса от других генераторов тепловой энергии (электрических, газовых и дизельных):

- при производстве тепла до **80%** энергии извлекается из окружающей среды либо из удаляемого технологического (бросового) тепла.
- более чем в четыре раза превосходит существующие теплогенерирующие аналоги и позволяет получить на **1 кВт** затраченной электрической энергии от **3-7 кВт** тепловой энергии;
- взрыво и пожаробезопасен;
- отсутствуют какие-либо выбросы в окружающую среду,
- полная автоматизация процессов отопления, охлаждения или нагрева воды;

- стабильная работа, колебания температуры и влажности в помещении минимальны; отсутствует шум; возможен климатконтроль;
- отсутствие необходимости в закупке, транспортировке, хранении топлива и расходе денежных средств, с этим связанных;
- при монтаже не требуется согласований с Горгазом, ПЭС. СЭС и др. организациями.
- низкие затраты на техническое обслуживание
- возможность получения льгот по «Киотскому протоколу», т. к. отсутствуют выбросы CO₂;

Применение ТН - это и сбережение не возобновляемых энергоресурсов и защита окружающей среды, в том числе и за счет сокращения выбросов CO₂ (парникового газа) в атмосферу.

Применение ТН весьма перспективно в комбинированных системах в сочетании с другими технологиями, использующих возобновляемые источники энергии (солнечной, ветровой, биоэнергии), т.к. позволяет оптимизировать параметры сопрягаемых систем и достигать наиболее высоких экономических показателей.

Система ТН очень долговечна. Грунтовой зонд при правильной эксплуатации может прослужить до 150 лет, а отопительный контур до 100 лет. Срок службы компрессора, который является единственной движущей частью в установке — 15 лет.

Дополнительные преимущества.

- установка тепловых насосов не требует дополнительных территорий для размещения подъездных путей, котельной и склада с топливом;
- работа теплового насоса полностью автоматизирована;
- управлять его работой можно через Интернет или телефонную сеть;
- осуществляя отопление промышленных помещений, тепловой насос работает бесшумно, тем самым не создавая никаких помех в работе;
- тепловой насос взрывопожаробезопасен;
- тепловые насосы переключаются на режимы «зимний» отопление на «летний» - кондиционирование;
- система не нуждается в специальном обслуживании. Необходимы лишь сезонные технические осмотры и периодический контроль режима работы;
- тепловые насосы не требуют вентиляции помещений, необходимых для теплоносителя и помещений для нагрева воды.

Приложение 1

Фрагменты комплектации оборудования тепловых насосов.



**Техническое задание (примерное) на разработку
проектной документации
(для использования энергосберегающих технологий: тепловые
насосы, гелиосистемы).**

Перечень основных данных и требований	Основные данные и требования
1.Название и местоположение объекта.	
2.Основание для проектирования.	
3.Вид строительства	
4. Данные о заказчике	
5.Источник финансирования	
6.Необходимость расчета эффективности инвестиций	
7. Данные о проектировщике (генеральном проектировщике)	
8. Данные о подрядчике (генеральном подрядчике)	
9.Стадийность проектирования	
10. Инженерные изыскания	
11. Исходные данные об особых условиях строительства (сейсмичность, группа оседания грунтов, подрабатываемые и подтопляемые территории и др.).	
12.Основные архитектурно-планировочные требования и характеристики проектируемого объекта.	
13.Очередность проектирования и строительства, необходимость выделения пусковых комплексов.	

14. Указания о необходимости: - разработки отдельных проектных решений; - предварительного согласования проектных решений в заинтересованных ведомствах; - выполнения научно-исследовательских, опытно-экспериментальных работ в процессе проектирования и строительства; - технической защиты информации.	
15. Данные о виде защищаемых взрывопожароопасных материалов.	
16. Мощность или характеристика защищаемого объекта	
17. Требования к разработке производственной программы.	
18. Требования по благоустройству площадки	
19. Требования, предъявляемые к инженерной защите территорий и сооружений	
20. Требования к разработке раздела «Оценка воздействий на окружающую среду»	
21. Требования к энергосбережению и энергоэффективности	Выбор оборудования выполнить с учетом максимально возможного экономического эффекта и применением энергосберегающих технологий.
22. Требования к режиму безопасности и охране труда	Система вентиляции должна соответствовать действующим законодательным актам, нормами, правилами и инструкциями по охране труда, технике безопасности и производственной санитарии.
23. Требования к разработке специальных мер	При необходимости

24 Порядок выдачи чертежей	Подрядчик передает Заказчику – комплект документации в 4-х экземплярах
25. Место под установку оборудования	На существующих площадях
26. Данные о импортных технологиях,	
27. Экспертиза проекта	Заказчик оплачивает- стоимость экспертизы и согласований проекта в заинтересованных организациях.
28. Основные параметры системы существующих систем вентиляции	
29. Параметры оборудования по участкам	Тип оборудования _____ Производительность, _____ Мощность двигателей, кВт Тепловыделения, кВт Тип и объем выпускаемой продукции предприятием
30. Исходные данные:	1.План производственных и вспомогательных участков (строительный) _____ 2.План расстановки оборудования _____ 3.Планы, разрезы, технологическая часть. 4.Перечень установленного оборудования, его мощность и нормативные тепловыделения при эксплуатации.
31. Указать нормативную рабочую температуру на производственных участках (при наличии данных и реальную температуру зима/лето град.С)	
32. Отметить на планах зоны отклонений рабочих температур от нормативных.	
33. Отметить на планах зоны где необходимо изменить температурный рабочий режим (зима/лето).	

к.т.н. Мурга В.В., Антропов И.И.,
Дж. Омеман, Гамазин Д.К.
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)

ФОРМИРОВАНИЕ МОДИФИЦИРОВАННОГО СЛОЯ В МАТЕРИАЛАХ ПРИ ОБРАБОТКЕ В НЕРАВНОВЕСНОЙ ПЛАЗМЕ

При проведении термообработки поверхности стальных изделий существенно сказывается динамика процесса нагрева и охлаждения деталей. Обсуждение этого вопроса длится достаточно долгое время. Существующие теории утверждают, что нагрев должен производиться за время в 5 раз превышающее время выдержки и тем самым обеспечивается необходимая модификация поверхности.

Конструкция установки для обработки материалов в неравновесной плазме с жидким электродом представлена на рисунке 1. Образец (1), являющийся одновременно и анодом, находится над поверхностью электролита (3) в диэлектрической кювете (2), на дно которой опущен второй электрод – катод (4). Для определения распределения потенциала в толще электролита использовался дополнительный сетчатый электрод (5) со шкалой (6) и вольтметр (7).

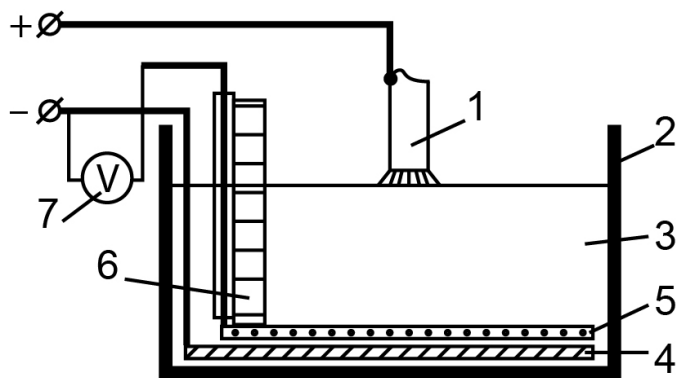


Рисунок 1 – Конструкция установки для обработки материалов в неравновесной плазме с жидким электродом

В качестве жидкого электрода использовались водный раствор $(NH_4)_2Cr_2O_7$ с массовой долей 0,0045% и раствор $NaCl$, с массовой долей 0,001%. Выбор солей и концентраций осуществлен на основании предварительных опытов и обусловлен тем, что именно такие концентрации обеспечивает наиболее стабильное горение разряда и наименьшую эрозию поверхности обрабатываемого материала.

Для инициации разряда обрабатываемая поверхность соприкасается с поверхностью электролита. Возникающий разряд – многоканальный, состоит из большого числа стримеров, хаотически зажигающихся по всей обрабатываемой поверхности. Разряды занимают весь объём между деталью и электролитом. Рабочий диапазон напряжений стабильного горения плазмы – от 400 до 1400 вольт, разрядный ток определяется площадью поверхности материала и в проведенных экспериментах варьировался от 0,02 до 3А. Экспериментально определено, что напряжение, приложенное к электролиту во время горения плазмы, не превышает 10%, от общего падения напряжения на установке.

Использование метода нагрева в неравновесной плазме, которая образуется при разряде между металлическим анодом и жидким катодом позволяет получить необходимые изменения поверхности при с высокой эффективностью и высокой управляемостью.

В обрабатываемом образце изменение фазового состава образца происходит вследствие ускоренной термообработки приповерхностных слоев. В зависимости от режима возможна реализация закалки или отпуска поверхностного слоя. Для теоретического определения толщины закалённого слоя необходимо рассчитать распределение температур в образце. Это распределение можно получить из решения задачи теплопроводности. В условиях кратковременного действия интенсивного поверхностного теплового источника, что соответствует методике поверхностной обработки неравновесной плазмой, возможно использование однородного линейного уравнения теплопроводности для полуограниченного тела

$$c_p \rho \frac{\partial T}{\partial t} - \vec{\nabla}(\lambda \vec{\nabla} T) = 0, \quad (1)$$

где c_p – теплоемкость, ρ – плотность, λ – теплопроводность материала.

Для решения этой задачи необходимы начальные и краевые условия, а также теплофизические свойства образца. В качестве начальных условий разумно использовать требование равенства температуры материала комнатной. Граничные условия должны учитывать стационарный тепловой поток со стороны плазменной прослойки, конвекционный и излучательный теплообмен нагретого образца с окружающим пространством.

Степень влияния конвекции и излучательности на снижение температуры поверхности можно оценить следующим образом. Энергетические потери за счет конвекции в первом приближении описываются законом Ньютона-Рихмана

$$\frac{d}{dt} \frac{\partial}{\partial S} q_{\text{конв}} = h\Delta T, \quad (2)$$

где $q_{\text{конв}}$ – конвекционный тепловой поток, h – коэффициент теплообмена металла с окружающей средой, для газов $h = (10 \div 100)$ Вт/(м²К) [1], ΔT – разница температур элемента поверхности dS и окружающего воздуха.

Потери на тепловое излучение определяются законом Стефана-Больцмана

$$\frac{d}{dt} \frac{\partial}{\partial S} q_{\text{изл}} = \sigma T^4, \quad (3)$$

где $q_{\text{изл}}$ – энергия излучения с элемента dS , σ – постоянная Стефана-Больцмана, T – температура поверхности образца.

Известно [2], что в процессе плазменного нагрева поверхности температура образца достигает значений вплоть до температуры плавления материала. Частное уравнений (2) и (3) дает оценку степени влияния конвекционных и излучательных потерь на установление температуры поверхности образца

$$\frac{q_{\text{изл}}}{q_{\text{конв}}} = \frac{\sigma T^4}{h\Delta T} = 2 \div 10 \quad (4)$$

для предельных значений температуры поверхности.

Таким образом, оценка (4) показывает, что величины $q_{\text{изл}}$ и $q_{\text{конв}}$ сравнимы, и должны учитываться при формировании граничных условий для поверхности образца, не охваченной плазменной прослойкой. Тогда для боковой поверхности образца квадратного сечения со стороной a граничные условия при температуре окружающей среды T_0 примут вид

$$\left. \frac{\partial T}{\partial x} \right|_{x=\pm a/2} = -h(T|_{x=\pm a/2} - T_0) - \sigma T|_{x=\pm a/2}, \quad (5)$$

$$\left. \frac{\partial T}{\partial y} \right|_{y=\pm a/2} = -h(T|_{y=\pm a/2} - T_0) - \sigma T|_{y=\pm a/2}.$$

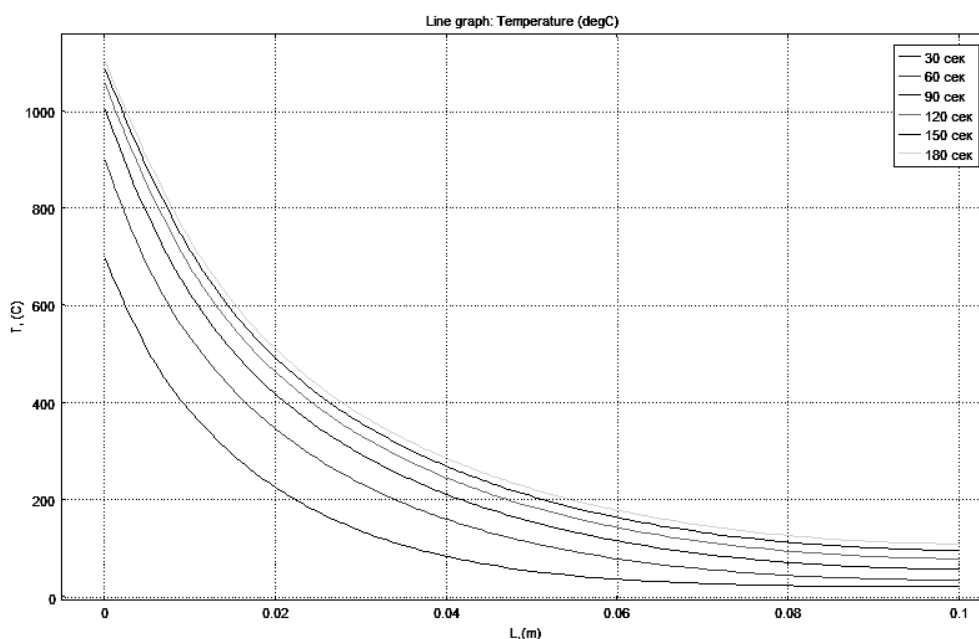


Рисунок 2 – Распределение температуры в образце для различных моментов времени

Использование данного вида обработки приводит к существенным изменениям структуры поверхности обрабатываемого материала (рис. 3) и в конечном итоге к изменению показателей твердости поверхностного слоя (рис. 4)

Как видно, твёрдость слоя, глубиной около 4 мм, увеличивается в 4-4,5 раза.

Полученные результаты исследований изменения физических свойств поверхности образца, обработанном плазмой многоканального разряда между электролитом и образцом указывают на значительные изменения в поверхностном слое. Показано увеличение твердости при значительно меньших затратах времени и энергии по сравнению с традиционной термической обработкой. Простота предложенного способа обработки позволяет рекомендовать его для промышленного применения без существенных капиталовложений.

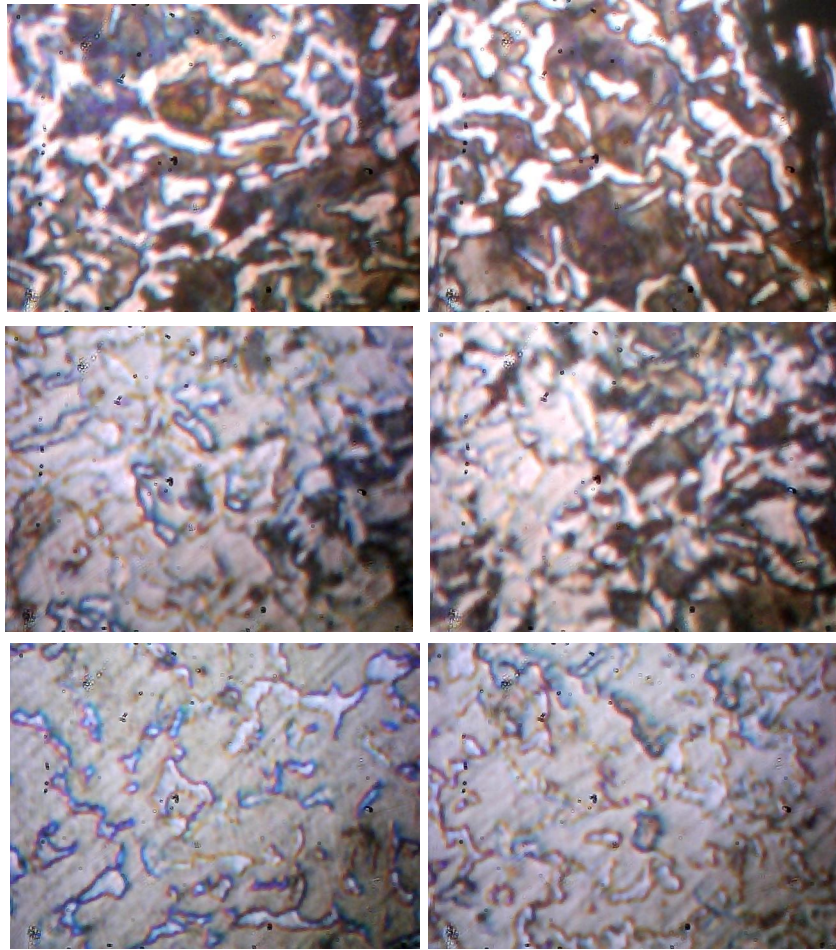


Рисунок 3 – Изменение структуры стали в процессе обработки. Вверху – необработанная поверхность, внизу – после обработки.

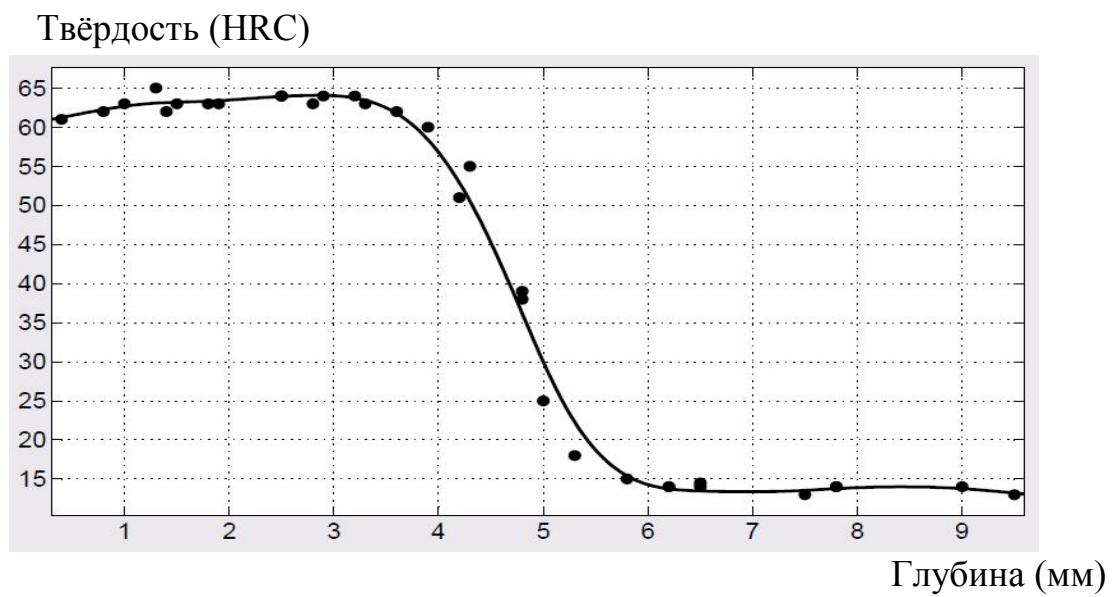


Рисунок 4– Распределение твердости вдоль образца

*Зубов А. Р., Гречишкина Н. В.
(Восточноукраинский национальный
университет им. В. Даля, г. Луганск)*

ЭКОЛОГИЧЕСКОЕ СОСТОЯНИЕ ЛУГАНСКОГО ВОДОХРАНИЛИЩА

Основными источниками загрязнения и засорения водоемов являются недостаточно очищенные сточные воды промышленных и коммунальных предприятий, крупных животноводческих комплексов, отходы производства при разработке рудных ископаемых; воды шахт, рудников, обработке и сплаве лесоматериалов; сброс водного и железнодорожного транспорта; пестициды и т.п. Загрязняющие вещества, попадая в естественные водоемы, приводят к качественным изменениям воды, которые, в основном, оказываются в изменении физических свойств воды (в частности, появление неприятных запахов, привкусов и т.п.), в изменении химического состава воды (в частности, появление в ней вредных веществ), в наличии плавающих веществ на поверхности воды и откладывании их на дне водоемов. Рост населения, расширения старых и возникновения новых городов значительно увеличил поступление бытовых стоков во внутренние водоемы. Эти стоки стали источником загрязнения рек и озер болезнетворными бактериями и гельминтами. В еще большей степени загрязняют водоемы моющие синтетические средства, которые широко используются в быту. Они находят широкое применение также в промышленности и сельском хозяйстве. Химические вещества, которые в них содержатся, поступая со сточковыми водами в реки и озера, оказывают значительное влияние на биологический и физический режим водоема. В итоге снижается способность вод к насыщению кислородом, парализуется деятельность бактерий, которые минерализуют органические вещества. Вызывает серьезное беспокойство загрязнение водоемов пестицидами и минеральными удобрениями, которые попадают из полей вместе со струями дождевой и талой воды. Попадая в водоемы, пестициды накапливаются в планктоне, бентосе, рыбе, а по цепи питания попадают в организм человека, действуя негативно как на отдельные органы, так и на организм в целом. Еще несколько десятилетий назад загрязненные воды представляли собой бы острова в относительно чистой естественной среде. Сейчас картина изменилась, образовались сплошные массивы загрязненных территорий. В связи со сложившейся негативной ситуацией в регионах Луганской области, актуальной проблемой является исследование водохранилищ, расположенных на малых реках.

Объектом наших исследований являлось Луганское водохранилище, которое расположено на реке Ольховая. Пробы воды отбирались согласно методике «НД 33-1.1-17-2010».

Нами проведены исследования химического состава воды в водохранилище и проанализировано содержание микроэлементов содержащихся в ней (табл.1). Непосредственно на объекте определены температура, которая составила 17,5°C; прозрачность - 26 см; запах - 1 балл, цветность - 6,5°.

Таблица 1 - Химический состав воды Луганского водохранилища

Наименование, массовая концентрация компонента	Результаты анализа		
	мг/дм ³	ммоль/дм ³	%
Калий	4,8	0,12	0,57
Натрий	240	10,43	49,20
Кальций	101	5,05	23,82
Магний	68	5,60	26,41
Железо общее	0,11		
Аммоний	<0,05		
Кремнекислота	15		
Жесткость общая		10,65	
Жесткость карбонатная		5,40	
Жесткость некарбонатная		5,25	
рН	8,55		
Хлориды	176	4,96	22,68
Сульфаты	550	11,45	52,35
Гидрокарбонаты	256	4,20	19,20
Карбонаты	36	1,20	5,49
Нитриты	0,01		
Нитраты	3,7	0,06	0,27
Окисляемость	7,76		
Сухой остаток	1323		
Фосфаты	0,39		

На основании данных химического анализа можно сделать вывод, о том, что общая жесткость, сухой остаток, окисляемость, содержание сульфатов и кремнекислоты больше значений нормативных показателей.

Концентрация других химических элементов, определяемых нами в образцах воды Луганского водохранилища, находится в пределах ПДК.

МАТЕРИАЛЫ
ВСЕУКРАИНСКОЙ КОНФЕРЕНЦИИ
«ЛАЗЕРНАЯ ЛОКАЦИЯ ИСКУССТВЕННЫХ
СПУТНИКОВ ЗЕМЛИ»

2 октября 2012 г.

*к.т.н. Мурга В.В.,
Мельков С.М., Мурга Е.В.,
Горельников С.А., Любич И.В.
(ДонГТУ, ГМЦ «Орион», г. Алчевск)*

КОМБИНИРОВАННЫЙ МЕТОД ДЕТЕКТИРОВАНИЯ СИГНАЛА ПРИ ЛАЗЕРНОЙ ЛОКАЦИИ

В роботі проведено аналіз точності визначення дальності при лазерній локації супутників при різних методах обробки сигналу, який надходить до фотодетектора. Показано, що комбінований спосіб обробки дозволяє значно підвищити точність вимірювань і має гарні перспективи при застосуванні.

***Ключові слова:** лазерна локація, фотодетектор, подвійне диференціювання.*

В работе проведен анализ точности определения дальности при лазерной локации спутников при различных методах обработки сигнала, который приходит на фотодетектор. Показано, что комбинированный способ обработки позволяет значительно повысить точность измерений и имеет хорошие перспективы при использовании.

***Ключевые слова:** лазерная локация, фотодетектор, двойное дифференцирование.*

Полезный сигнал, поступающий на вход устройства временной привязки при лазерной локации ИСЗ можно приближённо представить импульсом напряжения $U(t)$ колоколообразной формы отрицательной полярности:

$$U(t) = -U_0 e^{-\delta^2 t^2}, \quad (1)$$

где U_0 - амплитудное значение; δ – параметр, характеризующий форму (длительность фронта).

Если осуществлять привязку по постоянному порогу, упрощённая структурная схема которой изображена на рисунке 1, то в динамическом диапазоне амплитуд входных сигналов 100 и более привязка будет сравнима с длительностью фронта.

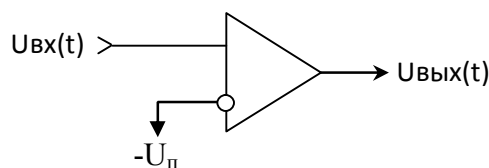


Рисунок 1 – Привязка по постоянному порогу, где $U_{п}$ - постоянное пороговое напряжение

Обработка сигнала, который приходит от цели при лазерной локации ИСЗ в качестве устройства временной привязки принято использовать дискриминатор постоянной фракции (constant fraction discriminator (CFD)), упрощённая схема которого изображена на рисунке 2.



Рисунок 2 – Дискриминатор постоянной фракции

CFD - привязка при неизменной длительности фронта входных сигналов позволяет существенно уменьшить разброс (до единиц, десятков пикосекунд) момента срабатывания компаратора в динамическом диапазоне амплитуд входных сигналов 100, 1000.

Во время локации флуктуации интенсивности эхо-сигнала могут породить импульсы на выходе фотоприёмного устройства как от одного, так и от сотни фотоэлектронов, эмиттированных фотокатодом. Что приводит к флуктуации длительности фронта импульса напряжения, поступающего на вход устройства временной привязки. Погрешность CFD - привязки значительно увеличивается (> 100 пикосекунд) при изменении длительности фронта всего на $10 \div 15 \%$.

Расчёт показал, что при ПФ-привязке в динамическом диапазоне входных амплитуд 100 при одинаковых параметрах $\tau = 2$ нс, $f = 0.5$ увеличение длительности фронта импульса $U_{вх_min}(t)$ на 20 % по сравнению с фронтом $U_{вх_max}(t)$ приводит к увеличению разброса срабатывания компаратора на 0.156 нс.

Для снижения влияния флуктуации фронта на точность временной привязки следует искать другие методы.

Известно, что вторая производная меняет свою полярность в точке перегиба исходной функции. Также известно [1], что у колоколооб-

разного импульса (1) имеется две точки перегиба симметричные относительно оси ординат. Одна из этих точек имеет абсциссу

$$X = -\frac{1}{\delta\sqrt{2}}, \quad (2)$$

зависящую только от формы импульса δ (длительности фронта) и не зависящую от амплитуды U_0 и ординату

$$Y = \frac{-U_0}{\sqrt{e}}, \quad (3)$$

зависящую от амплитуды импульса U_0 .

На рисунке 3 изображены входной импульс $U_{вх_max}(t)$ и его вторая производная $d^2U_{вх_max}(t)/dt^2$.

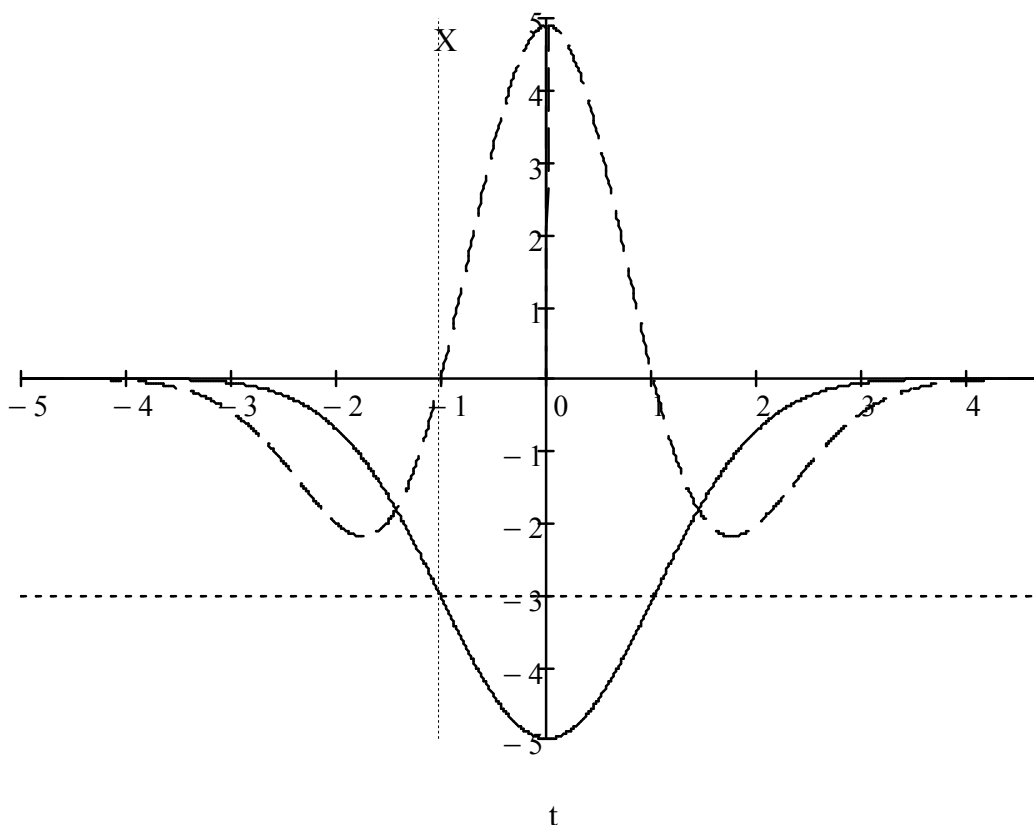


Рисунок 3 – Входной импульс (отрицательный сигнал), его вторая производная (штриховая линия) и точка перегиба

Как видно на графике, абсцисса X точки перегиба входного импульса соответствует моменту перехода его второй производной через ноль. Такое замечательное свойство второй производной от функции

даёт теоретическую возможность получения нулевого значения временной привязки для импульса с постоянной длительностью фронта в неограниченно большом динамическом диапазоне входных амплитуд. Для этого входной сигнал подается на дифференцирующую цепочку, нагрузкой которой служит дискриминатор нуля (рис. 4).

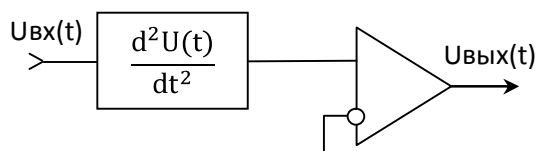


Рисунок 4 – Временная привязка к точке перегиба входного импульса

Однако точность метода временной привязки к точке перегиба существенно снижается при флуктуации длительности фронта. Согласно расчёта разброс момента срабатывания компаратора увеличивается от нуля (при постоянной длительности фронта) до 0.203 нс (в диапазоне изменения фронта $1.7 \div 2.05$ нс). Эпюры напряжений при привязке к точке перегиба приведены на рисунке 5.

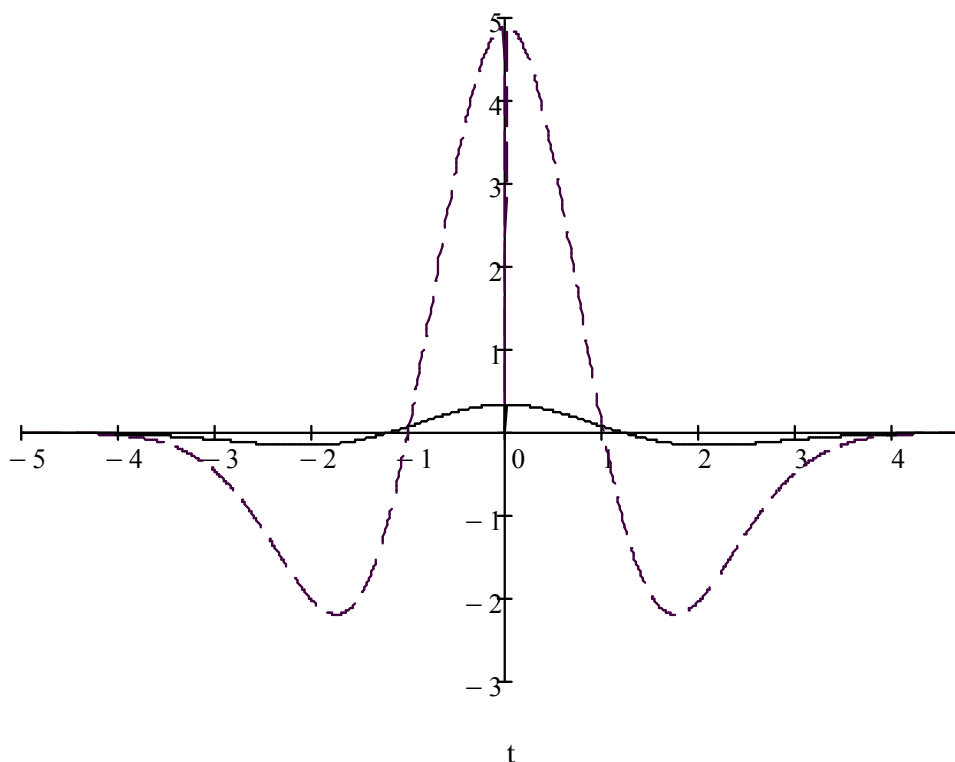


Рисунок 5 – Привязка к точке перегиба; $\Delta X = 0.203$ нс

Предлагаем комбинированную временную привязку, структурная схема и эпюры напряжений которой изображены на рисунке 6, где

вверху рисунка представлена структурная схема измерительного узла, а снизу – эюры напряжений, где X_2 – абсцисса второго по счёту момента срабатывания компаратора, соответствующая спаду импульса $U_{\text{ВЫХ}}(t)$.

По такой схеме ПФ-привязка осуществляется после двойного дифференцирования входного импульса. Причём точкой привязки следует принимать второй по счёту момент срабатывания компаратора, поскольку абсцисса X_2 имеет наименьший разброс ΔX при флуктуации длительности фронта входного импульса $U_{\text{ВХ}}(t)$. После появления импульса $U_{\text{ВЫХ}}(t)$ (во избежание последующих срабатываний) компаратор может быть заперт стробирующим сигналом.

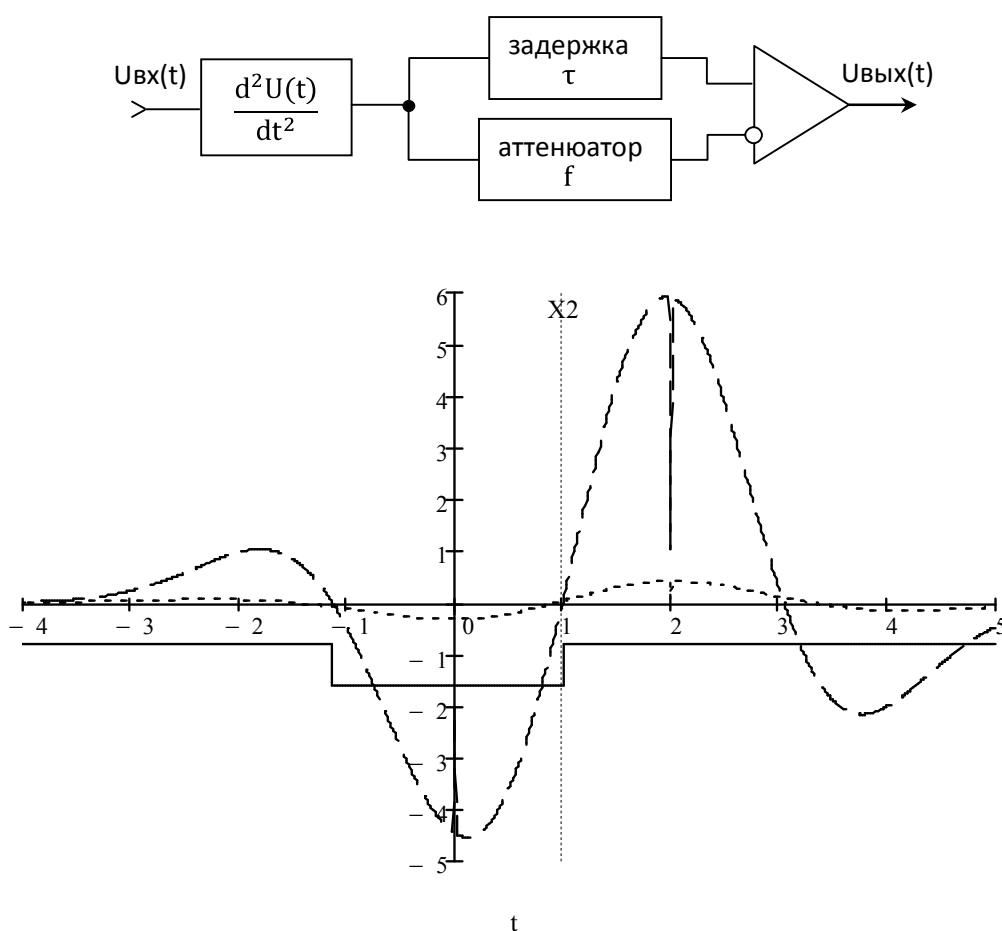


Рисунок 6 – ПФ-привязка после двойного дифференцирования входного сигнала $\tau = 2$ нс, $f = 0.5$, $\Delta X = 0.065$ нс

В результате точность составила 0.065 нс при тех же параметрах $\tau = 2$ нс, $f = 0.5$ при изменении длительности фронта на 20 %.

В таблице 1 для сравнения приведены оценки разбросов ΔX срабатывания компаратора при различных методах временной привязки для разных значений длительностей фронтов.

Таблица 1 – Оценка различных методов временной привязки

	Процентное увеличение длительности фронта от минимальной $\tau_{\Phi} = 1.7$ нс			
	$\tau_{\Phi} = 1.7$ нс	на 10 % ($\tau_{\Phi} = 1.88$ нс)	на 15 % ($\tau_{\Phi} = 1.96$ нс)	на 20 % ($\tau_{\Phi} = 2.05$ нс)
Разброс ΔX (нс) при привязке:				
по постоянному порогу ($U_{\Pi} = -0.01$ В)	1.750	1.570	1.480	1.390
к точке перегиба	0	0.102	0.152	0.203
по постоянной фракции (ПФ) ($\tau = 2$ нс, $\Gamma = 0.5$)	0	0.075	0.114	0.156
ПФ после двойного дифференцирования	0	0.033	0.049	0.065

По данным таблицы 1 видно, что при флуктуации длительности фронта наиболее предпочтительным является комбинированный метод временной привязки: привязка по постоянной фракции после двойного дифференцирования.

Библиографический список

1. Бронштейн И.Н. *Справочник по математике для инженеров и учащихся втузов* / И.Н. Бронштейн, К.А. Семендяев. – М.: Наука, 1981. – С. 133.

*Рищенко С.В. ,
Старжинський С.В.,
Дементьев Т.О.*

*(Центр прийому і обробки спеціальної
інформації та контролю навігаційного поля)*

КООРДИНАТНІ ТА ФОТОМЕТРИЧНІ СПОСТЕРЕЖЕННЯ НА СТАНЦІЇ ДУНАЇВЦІ

Наведені результати координатних та фотометричних досліджень в умовах станції спостережень в Дунаєвцях. Представлені можливості таких спостережень, їх актуальність для України і перспективи розвитку даного виду космічних спостережень.

Ключові слова: координатні спостереження, фотометричні спостереження, космічні дослідження.

Показаны результаты координатных и фотометрических исследований в условиях станции наблюдений в Дунаевцах. Представлены возможности таких наблюдений, их актуальность для Украины и перспективы развития данного вида космических наблюдений.

Ключевые слова: координатные наблюдения, фотометрические наблюдения, космические исследования.

Координатні спостереження здійснюються за трьома параметрами часовий кут, нахил та відстань. Кутові координати (часовий кут та нахил) спостерігаються від входу в зону спостереження до її виходу з тактом 50 Гц. За час спостереження можливо отримання до 30 000 параметрів на протязі всієї траєкторії космічного апарату (КА).

Вимір відстані до КА здійснюється після захвату на автосупровід об'єкту. Частота випромінювання квантового передавача, обирається в залежності від висоти космічного апарату, від 1,25 до 5 Гц.

З запуску вітчизняного космічного апарату СИЧ-2, здійснюються регулярні спостереження координатних та фотометричних параметрів, спільно зі станцією командно траєкторних радіоліній (СКТРЛ).

Спостереження здійснюються з метою уточнення параметрів орбіти та калібровки радіотехнічних засобів.

З початку року було проведено 334 сеансів виміру кутових координат, та 207 сеансів фотометричних параметрів. Зокрема по СИЧ -2 проведено 49 та 37 сеансів відповідно.

Координатні спостереження.

Протягом року проводились спільні виміри параметрів орбіти вітчизняного космічного апарату СІЧ-2, квантово-оптичною станцією (КОС) з наземною станцією сумісної командно телеметричної радіолінії (СКТРЛ).

Станції розташовані в Центрі прийому і обробки спеціальної інформації та контролю навігаційного поля. Розрахунки проводились виходячи з того що фазові центри антен знаходяться в одній точці. Реально відстань між антенами становить близько 500 метрів.

На рисунку 1 зображено розбіжності цілевказівок двох станцій КОС і СКТРЛ.



Станція наземна суміщеної командно-телеметричної радіолінії М1 призначена для:

- передачі команд і масивів інформації на борт КА;
- прийом і обробка квитанційної і телеметричної інформації, а також масивів даних, що надходять з борта КА (в тому числі масивів даних від приймача GPS);
- вимірювання похилої дальності і радіальної швидкості КА;
- вимірювання різниці бортової (БШЧ) і наземної (НШЧ) шкал часу і видачі результатів в ЦУП;

Основні технічні характеристики :

Прийом та передача інформації з космічного апарату, здійснюється в межах S-діапазону.

Інформаційний обмін з КА забезпечується при: значеннях висоти навколо кругової орбіти від 600 до 800 км, мінімальному куту місця супутника 50;

Квантово-оптична станція «Сажень-С» призначена для високоточних вимірювань дальності і куткових координат КА з метою підвищення точності прогнозування орбіт та юстування радіотехнічних систем траекторних вимірювань.

Забезпечує:

- вимірювання похилої дальності до КА с висотами орбіт від 1000 до 40000 км
- вимірювання куткових координат (α і β) КА с висотами орбіт від 19000 км до 40000 км, що спостерігаються у відображеному сонячному світлі, видима зіркова величина яких не слабше $12,0^m$ - $13,0^m$

Проведення спільних вимірів накладені на ряд труднощів. Сеанси визначення параметрів станцією КОС проводяться в нічних умовах, робота станції СКТРЛ в основному проводяться в світлу пору доби. Робота бортового приймача GPS не завжди співпадає з роботою станції, тому не всі сеанси можна забезпечити підтримкою параметрів GPS як еталонних.

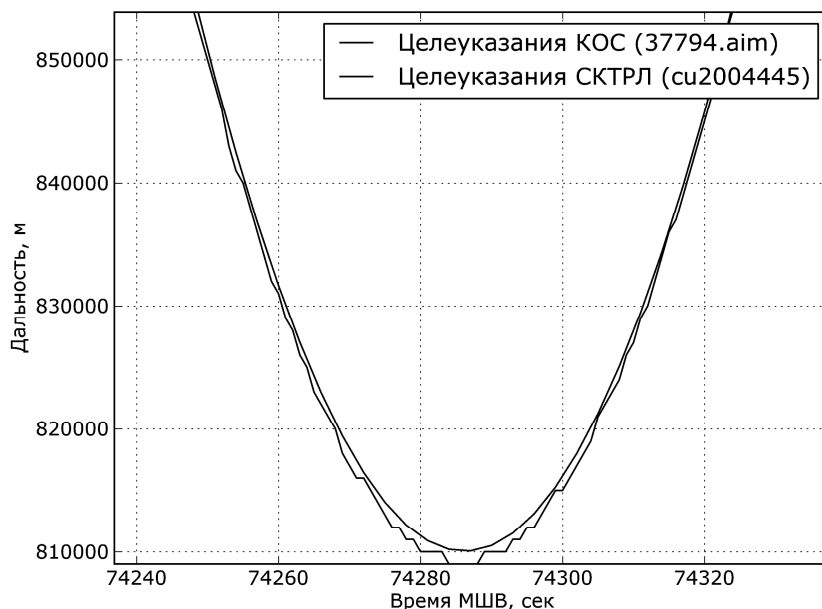


Рисунок 1 – Відповідність цілевказівок станції КОС по відношенню до цілевказівок СКТРЛ

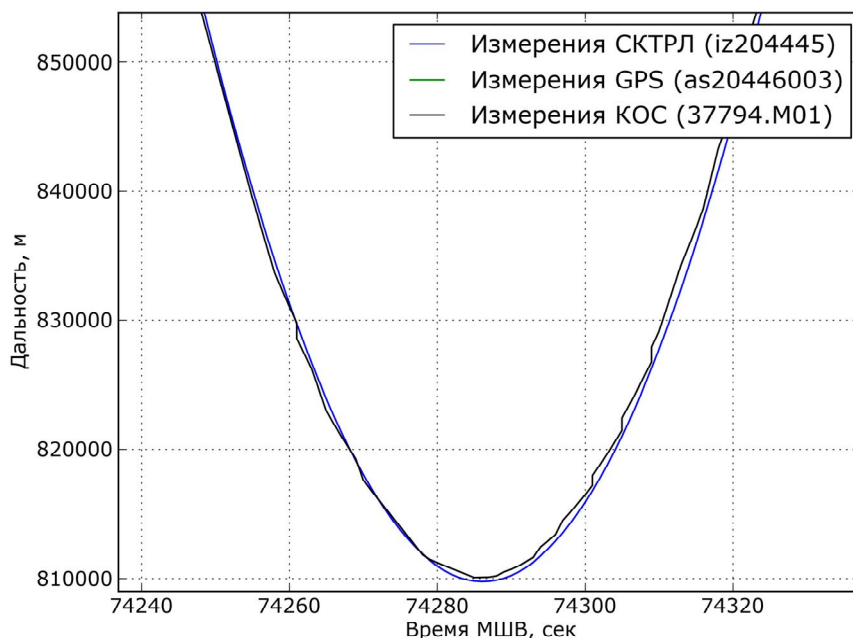


Рисунок 2 – Різниця вимірів станції КОС щодо станції СКТРЛ

Станція СКТРЛ проводить виміри відстані з тактом 1 Гц. Станція КОС з тактом 1,25 Гц. На рисунку 3 спостерігаються характерні чотири кривих, через різницю вимірів у часі.

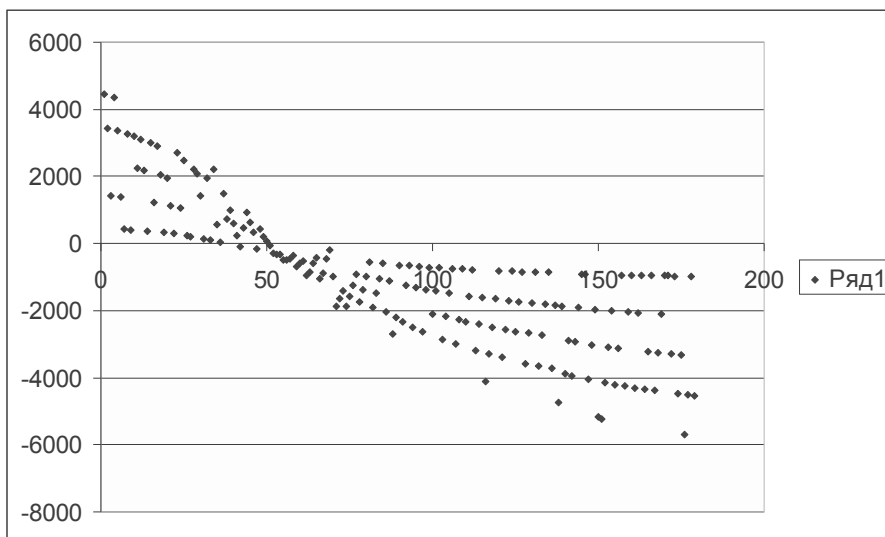


Рисунок 3

Після співвідношення вимірів обох станцій та фільтрації параметрів відстані, отримуємо криву, що зображена на рисунку 4.

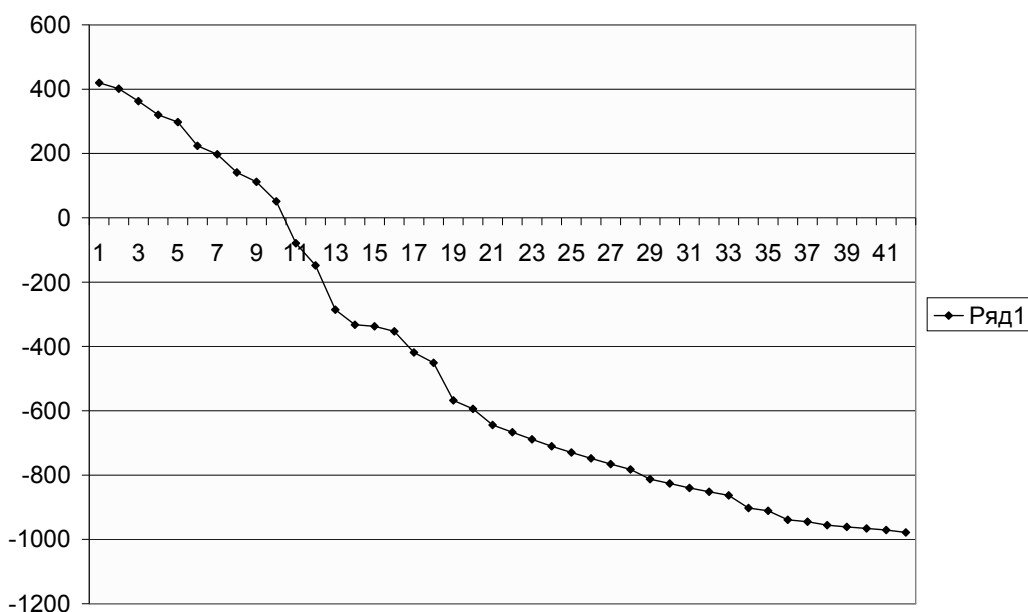


Рисунок 4

При малих кутах місяця спостерігається значна різниця між вимірами двох станцій. Можливо стверджувати про вплив атмосферної рефракції, також має місце виражений ефект Доплера у вимірах станції СКТРЛ.

Потрібно враховувати, що в синхронних спостереженнях двох станцій існує різниця в прив'язки до шкали єдиного часу, приблизно до 6 мкс.

При високих параметрах кута місця більше 50 градусів експеримент можна рахувати вдалим різниця не перевищує технічних допусків.

Таким чином:

1. Станція СКТРЛ відповідає своїм технічним нормам і допускам;
2. Станція КОС виконує функціональне призначення щодо юстування радіотехнічних систем траєкторних вимірювань.

Фотометричні спостереження.

Відновлені роботи щодо приведення фотометричних вимірів до визначених стандартів.

Ця задача є однією з найважливіших у всьому процесі вимірювань оскільки неправильність її виконання потягне за собою подальші похибки та неправильність всіх вимірів.

В нових версіях програмного забезпечення реалізовується прив'язка вимірів до еталонного значення блиску а також враховується екстинція світла яка б проходила в автоматичному режимі і не вимагала у оператора проведення маніпуляцій по вимірюванню стандарту та екстинції. На рисунку 5 зображені криві блиску які відображають зміни блиску в абсолютних величинах, в кількості прийнятих фотонів. Внаслідок існує не відповідність між різними каналами.

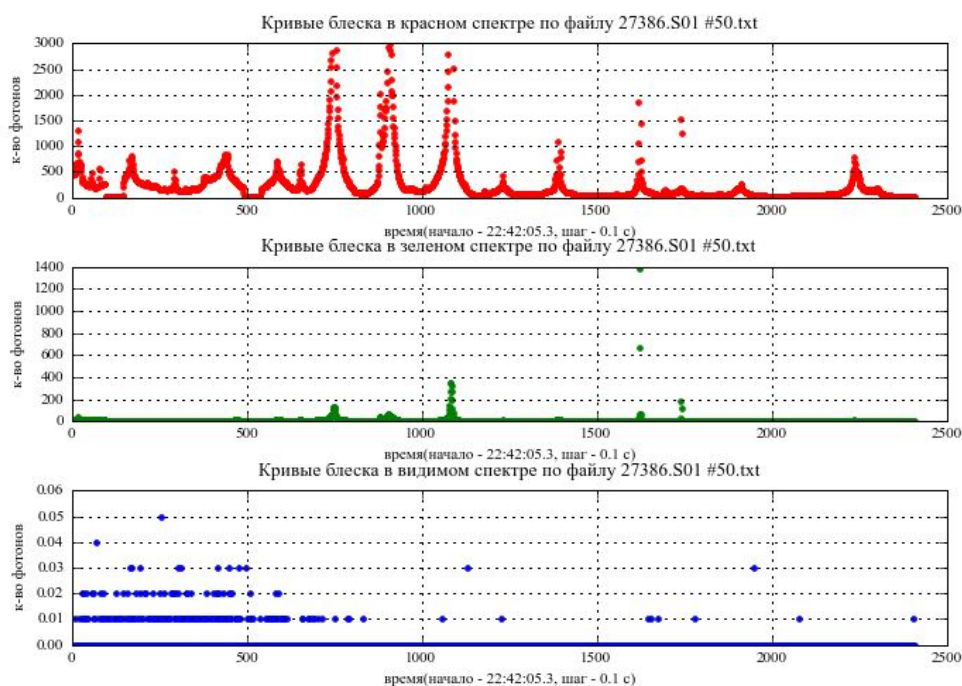


Рисунок 5

Для побудови графіків зображених на рисунку 6, була застосована інша мова програмування, за допомогою якої результати є зручними для відображення, обробки та аналізу, також було впроваджено додаткові розрахунки, щодо приведення вимірів до зоряної величини та врахування екстинкції. Тут зображено дві криві, перша отримана після спостережень, а друга прогнозна, величини яких відрізняються, хоча характер схожий, у першому випадку це свідчить про можливі неточності в розрахунках щодо прогнозної зоряної величини, у другому про правильність розрахунків щодо самого характеру кривої.

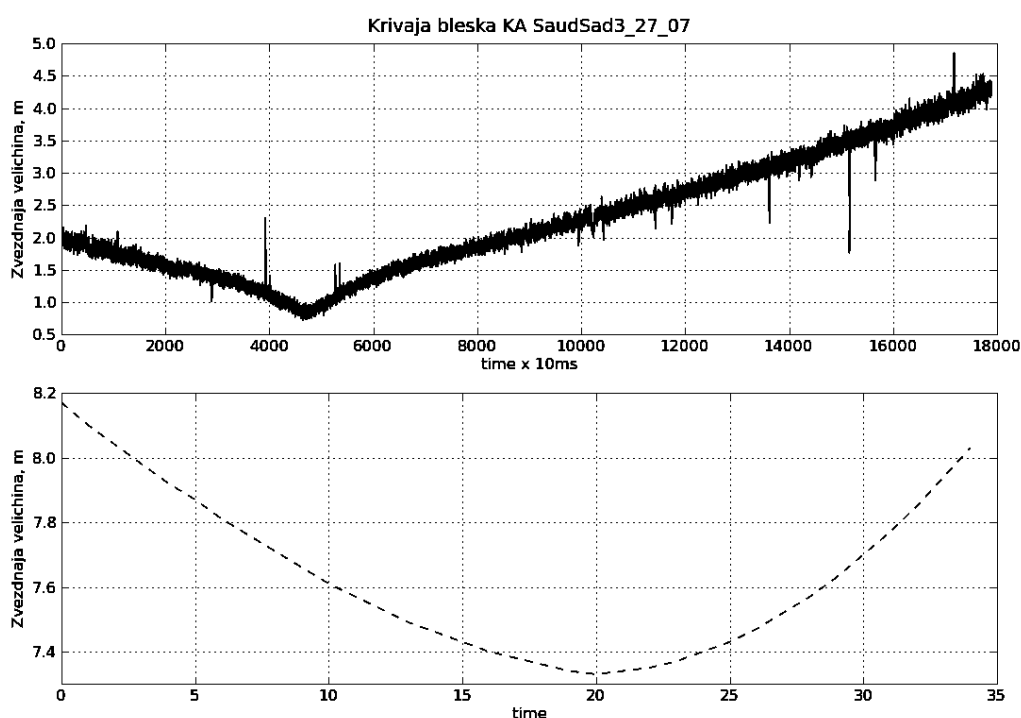


Рисунок 6 – Крива блиску для КА SaudSat3

Проблемою також було те що під час спостережень у поле зору потрапляли зірки, які в свою чергу також вносили неточності. Даний факт було перевірено на практиці. Сеанс по КА Envisat о 21:22:05 під час візуальних спостережень показав проходження даного КА поблизу зірки Альмаак зоряна величина якої становить 2.3, провівши розрахунки дійсно було видно що саме в цей час було зростання зоряної величини, якби не візуальне спостереження самого сеансу, можна би було прийняти спалах за рух КА, навколо власного центру мас (наприклад оберт сонячної батареї), дана проблема існувала давно проте знайшла вона своє рішення нещодавно, за допомогою вільно розповсюджуваної програми Heavensat. Дана програма дозволяє розрахувати час проходження супутника біля зірок, та зберігати отримані розрахунки в файл, програма володіє великою кількістю розрахунків, настройок та способів спостереження за супутни-

ками як в реальному часі так і в режимі симуляції. На рисунку 7 зображений інтерфейс програми Heavensat 2.1.3

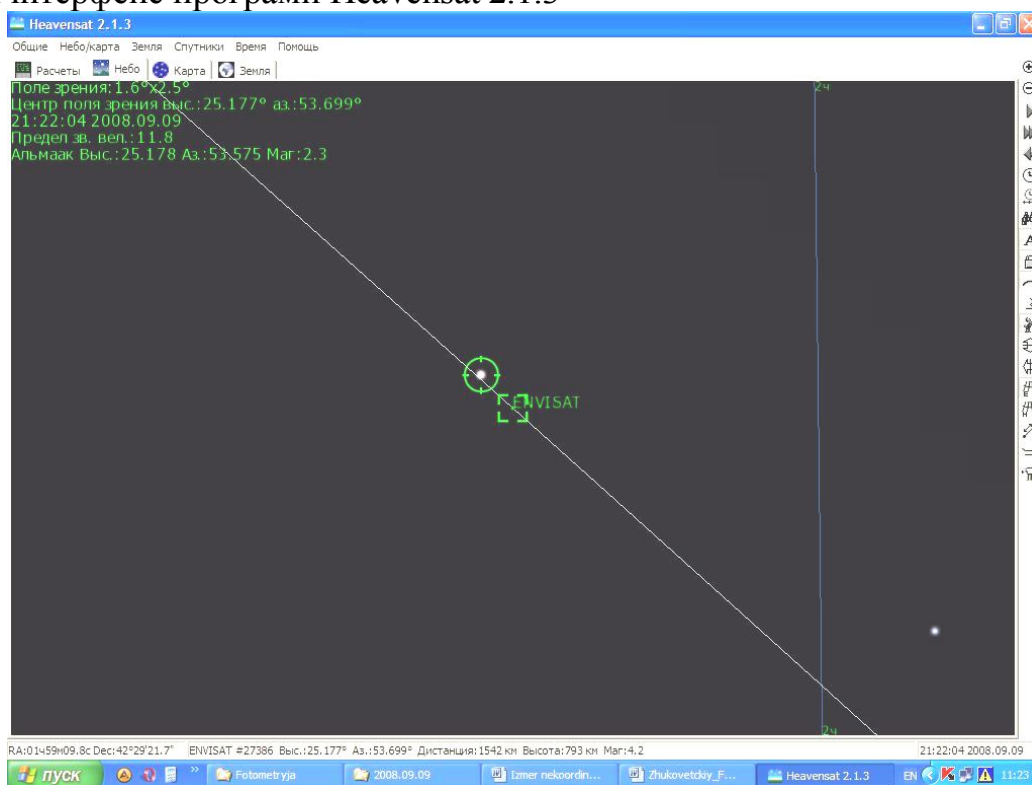


Рисунок 7 – Проходження КА Envisat поблизу зірки Альмаак

Проходження КА Envisat в режимі програмної симуляції поблизу зірки Альмаак, де помітний перехід через зірку, зоряна величина якої 2.3, приблизно цю ж саму величину ми можемо побачити на отриманих графіках проведених розрахунків (рис. 8), що вказує на достатню точність вимірів, і розрахунків в цілому.

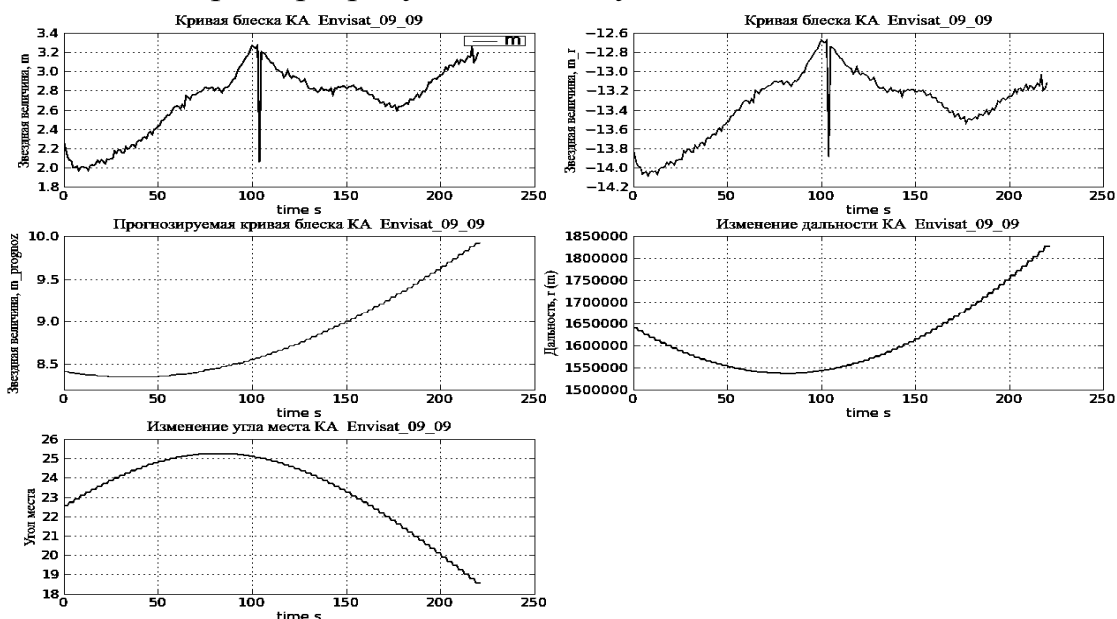


Рисунок 8 – Проведені розрахунки для КА Envisat

Основними проблемами є модернізація засобів вимірювання (встановлення додаткових світових фільтрів), а також створення програмного забезпечення зручного і ефективного у використанні, що надавало б усю необхідну інформацію по проведеній роботі, та проводило її систематизацію.

У перспективі є доречним об'єднання декількох фотометричних пунктів, для спільних спостережень, та вирішення більш глобальних задач:

- Співпраця з іншими фотометричними засобами у сфері дослідження впливу рознесення пунктів спостережень на характер кривих блиску для одного і того ж КА;
- Створення каталогу кривих блиску для пріоритетних КА;
- Виявлення ознак притаманних певному виду КА;
- Вдосконалення програмного забезпечення для виконання більш складних завдань;
- Встановлення додаткових світлофільтрів вибір яких буде ґрунтуватись на властивостях матеріалів випромінювати відбите світло у певному спектрі, що складають найбільш габаритні частини КА ;
- Створення єдиного формату даних.

*к.т.н. Мурга В.В.,
Мурга Е.В.,
Мельков С.М.
(ДонГТУ, г. Алчевск)*

КОМПЕНСАЦИЯ ВЫГОРАНИЯ ДЫР В ТВЕРДОТЕЛЬНЫХ АКТИВНЫХ СРЕДАХ

У роботі представлені результати досліджень по формуванню гігантського імпульсу при модульованій добротності. Запропоновано спосіб збудження лазера, який дозволяє зменшити розходимість випромінювання і забезпечує компенсацію ефекту «вигорання дір».

Ключові слова: *модуляція добротності, гігантський імпульс, вигорання дір, лазерна локація.*

В работе представлены результаты исследований по формированию гигантского импульса при модулированной добротности. Предложен способ возбуждения лазера, который позволяет уменьшить расходимость излучения и обеспечивает компенсацию эффекта «выгорания дыр».

Ключевые слова: *модуляция добротности, гигантский импульс, выгорание дыр, лазерная локация.*

Согласно широко распространенной методике расчета лазерных параметров, качественную зависимость энергии моноимпульса от плотности инверсной населенности Δ_0 можно представить выражением, которое получено на основании решения балансных уравнений

$$W = \frac{h\nu_{21}S\Delta_0}{4\beta} \ln \frac{1}{r_2}. \quad (1)$$

Спад інтенсивності за вершиною імпульса визначається величиною втрат і відбувається з постійною швидкістю

$$t_e \cong \frac{L}{c} (\alpha L - \ln \sqrt{r_1 r_2}), \quad (2)$$

где c - скорость света в активной среде;

α - коэффициент, характеризующий поглощение среды, пропорционален

$(N_2 \frac{g_1}{g_2} - N_1)$ и в рассматриваемом случае равен

$$\alpha = 2 \frac{N_1 - N_2 \frac{g_1}{g_2}}{N}, \quad (3)$$

где g_1 и g_2 - вырождение уровней;
 N - общее число активных центров.

Возникающее отличие экспериментальных данных для возбуждения активной среды периодической последовательностью коротких импульсов от результатов расчета при помощи балансных уравнений указывает на появление нелинейности в зависимости выходной интенсивности от числа возбужденных активных центров. Это подтверждает предположение о введении возбужденных активных центров в коррелированные состояния путем периодического внешнего воздействия, согласованного со свойствами среды. В общем случае можно говорить о суперпозиции интенсивностей, создаваемых излучением областей сфазированных диполей и областей, характеризующихся отсутствием корреляций в состояниях излучающих диполей. При резонансной накачке с ростом размеров области, характеризующейся когерентным состоянием диполей активных центров, растет вклад в общую интенсивность коллективного излучения, что приводит к нарушению линейности зависимости интенсивности генерируемого излучения от величины инверсии среды.

При прохождении активной среды интенсивность излучения возрастает по закону

$$I(z) = I_0 \exp(\gamma z) \quad (4)$$

Для большого превышения начальной инверсии ($n_{нач}$) над ($n_{пор}$) время нарастания импульса оказывается короче t_c (в силу большого значения коэффициента усиления γ), тогда как время спада близко к t_c . Это происходит вследствие того, что указанным этапам формирования импульса соответствует существенно разные соотношения между усилением и потерями в резонаторе. В частности, при спаде потери увеличиваются по сравнению с периодом, соответствующим нарастанию интенсивности и поэтому характерная постоянная времени спада приближается к t_c .

Экспериментальные исследования показали заметное изменение характеристик излучения при использовании коллективного взаимодействия в активной среде.

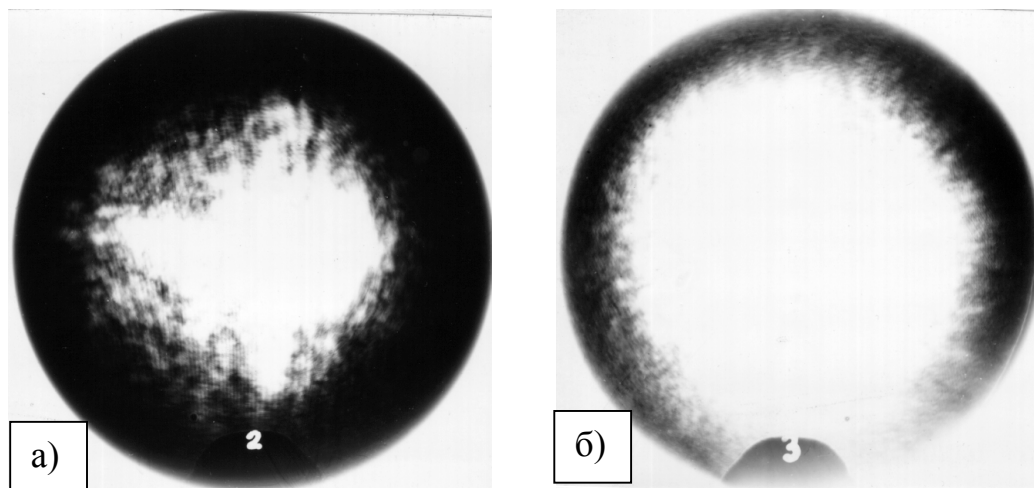


Рисунок 1 – Распределение интенсивности по торцу активного элемента при «гладкой» накачке (а) и при накачке «резонансной» последовательности коротких импульсов (б) при энергии накачки в обоих случаях 720 Дж.

Существование бегущей волны поляризации приводит к эффекту перемещения возбуждения по кристаллу, и тем самым происходит компенсация потери усиления среды, возникающей из-за локального уменьшения инверсии при излучении фотонов на переднем фронте импульса. В данном случае эффект "выгорания дыр" уменьшается и для фиксированной моды фотонного поля в пределах длительности всего гигантского импульса усиление среды сохраняется неизменным. Этим можно объяснить симметричность заднего фронта импульса переднему.

Данный способ стабилизации параметров излучения возможен без дополнительных устройств, а лишь по тракту питания ламп накачки. Разработка такого режима со стабилизацией параметров производится для конкретного лазера с учетом типоразмера активного элемента, концентрации активных центров и режима генерации [2,3]. Последнее замечание позволяет уменьшить потери энергии при локации удаленных объектов.

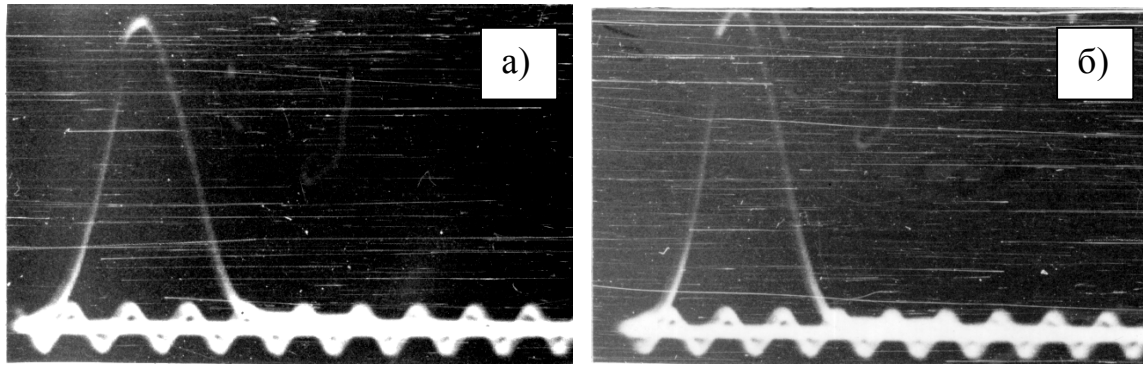


Рисунок 2 – Изменение формы моноимпульса при резонансном возбуждении

С улучшением пространственного распределения интенсивности излучения изменяется и расходимость (рис. 3)

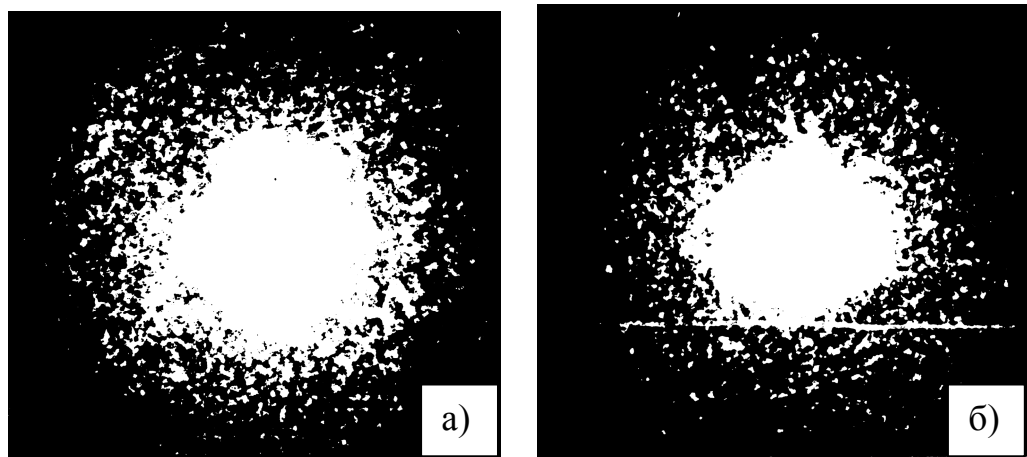


Рисунок 3 – Распределение поля излучения лазера в фокальной плоскости длиннофокусной линзы
Масштаб 100:1, а) «гладкая» накачка; б) «резонансная» накачка.

При согласовании периода следования коротких пачков в последовательности со скоростью распространения возмущения в кристалле возможно получение коррелированного состояния возбужденных активных центров. Данное явление проявляется в увеличении выходной энергии моноимпульса в 1.25 – 1.3 раза и уменьшения расходимости излучения в 1,5 раза. подобное изменение параметров выходного излучения характерно при кооперативных эффектах в твердотельных активных средах, в частности при сверхизлучении.

Применение данной разработки в передатчиках ЛЛС значительно упрощает обработку сигнала. Используя радиолокационную формулу можно сделать оценки целесообразности использования полученных

результатов для лазерных систем контроля дальности. Так требуемая для контроля цели мощность P_t может быть представлено выражением

$$P_t = \frac{4\pi P_r R^4 \Theta_t^2}{A_e \sigma S_t S_r}, \quad (5)$$

где P_r - минимальная мощность обнаруживаемого сигнала;
 R - дальность цели;
 A_e - площадь приемной антенны;
 S_t - коэффициент пропускания атмосферы или другой среды;
 S_r - коэффициент пропускания оптики локатора;
 σ - эквивалентная поверхность рассеивания цели.

Увеличение величины P_t в 1,5 раза и уменьшение расходимости Θ_t в 1.7 раза позволяет увеличить дальность действия систем контроля в 1.5 раза или же уменьшить мощность передатчика в 4.3 раза при сохранении значений параметров дальности и мощности обнаруживаемого сигнала. Одним из параметров систем контроля является их помехозащищенность. Использование предложенного режима работы позволит при неизменной питающей энергии перейти от режима счета фотонов к режиму детектирования огибающих оптического импульса, что значительно улучшает отношение сигнал/шум и позволяет улучшить контроль дальности лазерными локаторами, работающими в импульсном режиме.

Библиографический список

1. Денищик Ю.С. Управление электрооптическим затвором оптического квантового генератора по заданному уровню люминесценции активной среды / Ю.С. Денищик, В.В. Мурга // Приборы и техника эксперимента. - 1986. - №6. - С. 160 - 163.

2. Денищик Ю.С. Оптимизация по КПД режима накачки активных элементов передатчиков лазерных спутниковых дальномеров / Ю.С. Денищик, А.Г. Мединский, В.В. Мурга // Анализ движения небесных тел и оценка точности их наблюдений. - Рига, 1988. - С. 206 - 211.

3. Колпаков Н.Д. О возможности использования взаимного влияния активных центров лазерных рабочих сред для повышения эффективности накачки / Н.Д. Колпаков, Ю.С. Денищик, В.В. Мурга // Электронная техника. Сер. Лазерная техника и оптоэлектроника. - 1990. - Вып. 4(56). - С. 63 - 64.

4. Мурга В.В. Влияние коллективных явлений в активной среде лазеров на их излучательные характеристики // Тезисы докладов Международной конференции "Лазеры и современное приборостроение". - СПб., 1993. - С. 16-17.

*Дмитроца А.И.,
Артемов И.В.,
Неяченко Д.И.
(НИИ «КрАО», п. Научный, Украина)*

ПРОБЛЕМЫ ТОЧНОСТИ НА СТАНЦИИ ЛАЗЕРНОЙ ЛОКАЦИИ СПУТНИКОВ SLR-1873

Наведені результати інсталювання технічних засобів, які були самостійно розроблені та реалізовані за останні роки на станції для поліпшення точності і приведені отримани результати.

Ключові слова: *лазерна локація, оптичний телескоп, ефективність лазерно-локаційних станцій.*

Приведены результаты установки технических средств, которые были самостоятельно разработаны и установлены за последние годы на станции для улучшения точности и приведены полученные результаты.

Ключевые слова: *лазерная локация, оптический телескоп, эффективность лазерно-локационных станций.*

Станция лазерной локации искусственных спутников Земли это самый сложный технический комплекс. Точность измерений зависит от параметров каждого отдельного элемента, параметров их соединения, от их температурного режима и даже от погодных условий. Главной особенностью комплекса является то, что он работает на пределе своих свойств по точности. Поэтому улучшение станции в этом направлении является очень сложной и важной технической задачей

Рассмотрим основные формулы описывающие эффективность станции лазерной локации.

Среднее число фотоэлектронов, полученное станцией, описывается так называемым уравнением лазерной локации [1]:

$$P_t = \frac{4\pi R^4 P_r \Theta_t^2}{A_e \sigma S_t S_r},$$

где P_t – импульсная мощность передатчика (лазера) ЛЛС; R – расстояние до ИСЗ; P_r – пороговая мощность приема отраженного сигнала;

Θ_t – угловая ширина луча передающего телескопа; A_e – площадь апертуры приемного телескопа; σ – эффективная площадь рассеивания ИСЗ; S_t – коэффициент пропускания атмосферы; S_r – коэффициент пропускания оптических элементов ЛЛС.

Основные поправки, которые надо учесть при формировании так называемых нормальных точек:

$$NPR_i = \left(\frac{NP_i}{2 \times 10^{12}} c \right) - \Delta a_i + \Delta CoM_i - \Delta Rb_i - \Delta GR_i - \Delta \varepsilon_i,$$

где NPR_i - нормальная точка в метрах; NP_i -время следование луча лазера в обе стороны в пикосекундах; c - скорость света в вакууме; Δa_i - атмосферная задержка; ΔCoM_i - коррекция центра масс спутника; ΔRb_i - отклонение в расстоянии из-за задержек в системе; ΔGR_i - поправка учета общей теории относительности; $\Delta \varepsilon_i$ - неизвестная случайная ошибка.

Анализ этих формул показывает, что существует несколько направлений в улучшение точности станций лазерной локации.

- укорачивание длины импульса лазера – уменьшает $\Delta \varepsilon_i$;
- локация на разных длинах волн – уменьшает ошибку Δa_i ;
- улучшение временных характеристик приемно-регистрирующей аппаратуры – уменьшает ошибку ΔRb_i .

На симеизской станции лазерной локации были проведены работы сразу по нескольким направлениям.

После улучшения оптической схемы телескопа в 2008 году [2] заметно увеличилось количество наблюдений. Главным преимуществом новой схемы стало отсутствие механических вращающихся шторок. Что позволило избежать ограничений по частотам лазерных импульсов и обойтись без сложной схемы синхронизации вертушек для спутников на разных высотах.

Следующим этапом был оптимизирован задающий генератор нашего лазера [3]. Старый задающий генератор по схеме интерферометра Саньяка (рисунок 1) был заменен на линейный генератор (рисунок 2). Схема была рассчитана, реализована и отъюстирована нашими силами.

Разработка новой платы управления на FPGA Spartan-3e позволило более точно (менее 1 микросекунды) формировать ворота. Новая система формирования ворот позволила наблюдать более высокие спутники без модернизации всего комплекса. Например, мы стали первыми в Украине, кто успешно наблюдал спутник COMPASS-I5 с высотой орбиты 42 тыс. километров. Что в два раза выше чем спутники наблюдаемые ранее.

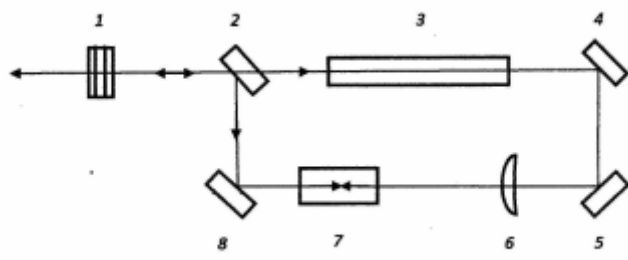


Рисунок 1 - Задающий генератор по схеме интерферометра Саньяка.
 1- стопа; 2- делитель; 3-активный элемент; 4, 5, 8 – зеркала резонатора;
 6- линза; 7 - ПЛЗ

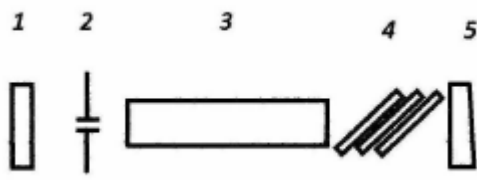


Рисунок 2 - Оптическая схема линейного задающего генератора.
 1,5 – переднее и заднее зеркала резонатора; 2- диафрагма;
 3 - активный элемент; 4- пассивный резонатор

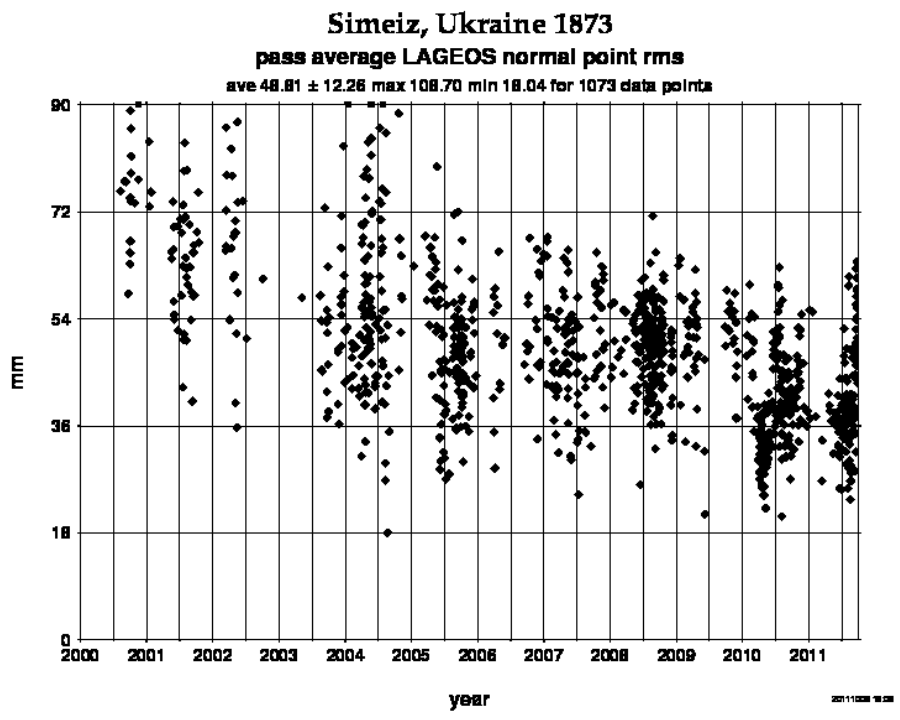


Рисунок 3 – среднеквадратичные отклонения нормальных точек по наблюдениям спутника LAGEOS

Прогресс в улучшении нашей точности виден на рисунке 3. На нем приведена точность на примере эталонного для геодезических и геодинимических исследований спутников LAGEOS-1 LAGEOS-2.

Использование линейного задающего генератора лазерного излучения, описанного выше, позволило в среднем улучшить точность на 30 процентов. Наибольшее же улучшение было получено после установки формирователя импульсов, разработанного и реализованного на станции лазерной локации в Голосеево (GLSV-1824) Медведским М.М. Он был установлен только в августе 2012 года и точность, в среднем, улучшилась в полтора раза, что видно на рисунке 4.

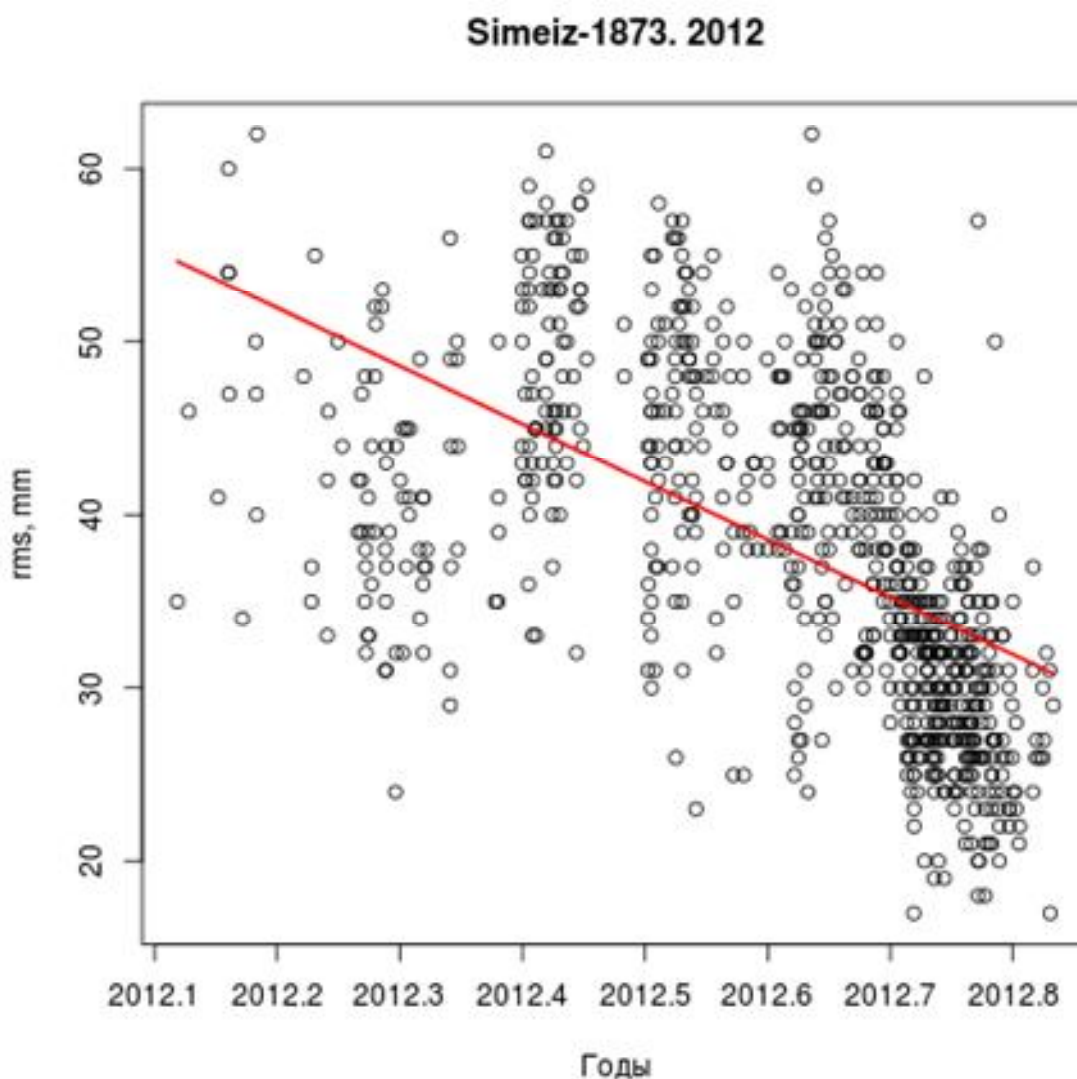


Рисунок 4 – среднеквадратичное отклонение нормальных точек по всем спутникам за 2012 год

Перспективные работы по улучшению точности на нашей станции продолжают идти по нескольким направлениям. Разработка новой версии платы управления и модели ошибок телескопа; подключение нового задающего генератора с диодной накачкой.

Библиографический список

1. *Degnan J. United Approach to Photon-Counting Microlaser Rang-ers, Transponder and Altimeters // Geoscience Technology Office, Code 920.3 NASA Goddard Space Flight Center Greenbelt. – MD 20771 USA. – 2001. – С. 431-447.*

2. *Проект оптимизации оптической системы лазерного спутни-кового дальномера Simeiz-1873 / О.А. Минин, Д.И. Неяченко, И.В. Арте-мов, А.И. Дмитроца // Изв. Крымской Астрофиз. Obs., 2008. - №1. - С. 265-271.*

3. *Повышение эффективности сжатия импульса неодимового ла-зера / И.В. Артемов, Д.И. Неяченко, А.И. Дмитроца, С.В. Филиков, Ю. - Мартышин: Изв. Крымской Астрофиз. Obs., 2010. - №1. - С. 148-153.*

ABSTRACTING

CHAPTER “DEVELOPMENT OF MINERAL DEPOSITS”

Okalelov V.N. Prognostic evaluation of methane abundance in working face according to geological development data of coalbeds.

Evaluation methods of methane abundance in the drift according to geological development data of coal deposits are presented.

Keywords: methane abundance, working faces, coal beds.

Litvinsky G.G., Fesenko E.V. Theory of calculation of the axially-loaded guncrete structures in mining support.

Theoretical investigation of strength of the axially-loaded guncrete structures were met. The new method of determination of bearing capacity of such elements on the first limit state is worked out. Sufficient exactness of coincidence with an experiment and adequacy of calculations are well-proven.

Keywords: guncrete, strength, bearing capacity, calculation, limiting condition, supporting structure.

Antoshcenko N.I., Chepurnaya L.A., Filatyev M.V. Quantitative estimation of parameters of displacement rocks and the earth surface by extraction of coal layers.

It's been presented the way of an estimation of parameters of displacement rocks and the earth surface by extraction of coal layers which consists in consideration of change of the maximal subsidence of earth surface together with a degree of development clearing works. On the basis of experimental data it's constructed the schedule of dependence concerning the maximal subsidence of the earth surface from its worked up degree, combined with the diagram of working off of extractive site, allowing selecting four stages of displacement rocks and the earth surface.

Keywords: displacement, layer of rock, working face, the curve, compression, speed.

Babiyuk G.V., Puntus V.V., Didenko M.A. Perfection of rock massif electrocapacity introscope method.

Design of introscope and technique of rock cracking mine research are perfected during laboratory research of electrocapacity method of rock massif heterogeneities detection.

Keywords: electrocapacity method, introscope, rocks, cavities, laboratory research, borehole, mine working.

Morus V.L., Filimonov P.E. The investigation of thin layers of screening process for rotational movement screening surface.

The investigation process parameters of thin layers of screening for the rotational motion of cylindrical surface of the sieve-type passed. Justified by rational technological and design parameters of the drum screen.

Keywords: process of thin layers of screening, Passed the surface type, technological and design parameters, drum screen.

Sklepovich K.Z., Pron P.A. Study of influence horizontal thrust from state of press and deforming pavement.

Induced stresses, pavement heaving of influence horizontal thrust are studied at the solution of tasks.

Keywords: pavement, induced stress, pavement heaving, MFE.

Denisenko E. A. Influence of drip in vertical mine trunks for the design plane coordinates with gravity method.

The process of formation of drip from the total water production in to trunk was investigated. The dependence of the degree influence of drip on the accuracy on the design from the concentration drops to 1 m³ on, and the depth of the horizon-oriented.

Keywords: drip, design, water production, useful volume, concentration, the deviation of the trajectory.

Kiziyarov O.L. Roof stability investigation in the drift strengthened by outborehole methods.

Investigation results of the inrush height effect and structural-mechanical properties of the massif on the stability of face roof strengthened by outborehole methods are given.

Keywords: fracturing, stability, inrush formation.

Kutsenko O. M. Results of theoretical studies of displacement and deformation of the earth's surface in the mountain-geological environments of the Eastern Donbass.

The results of theoretical investigations of the process parameters are obtained depending on the width of mine working displacement between the pillars and lava in the Eastern Donbass.

Keywords: displacement, strain, cramp, curvature, horizontal deformation.

CHAPTER "METALLURGY"

Petrushov S.N., Rusanov I.F., Dorogoy E.V. Analytical determination of returns and solid residues exit during iron ore sintering.

Analytically calculated ratios of yield a solid residue and the refund amount. The dependencies, allowing to make a quantitative evaluation of the effect of the chemical composition of the charge on the parameters of agglomeration.

Keywords: sinter charge, return, performance, agglomerate, the solid residue.

Smirnov A.N., Kubersky S.V., Esselbah S.B. Multifunctional tundish for the filling units metallurgical micro-plants.

Proposed multi-tundish for filling units of small capacity, and considered some of the main approaches to implementation of various technological operations in it with a view to the effective preparation of the metal. Obtained parameters needed for the design of industrial intermediate ladles.

Keywords: steel micro-plant, multi-function tundish, electric arc deacidification-alloying, refining, heat, electromagnetic mixing.

Berezhniy M. M, Saitgaryev L. N., Chubenko V. A., Hinotcka A. A, Glinkin A. S. Multiple correlation dependency of yield strength limits due to the temperature, the degree and rate of deformation.

Correlated regression is obtained and the effect of different factors on the yielding of metal limit is determined. Energy balance of deformation zone is made, where billet heat, kinetic and potential energy of the rolls and the feed, work of deformation and heat strip is considered. Changing yield strength of steel limits at different rolling patterns is defined.

Keywords: yield strength limit, the degree and rate of deformation, temperature, heat, energy balance.

Smirnov A.N., Maksaev E.N., Kuberskiy S.V. Analysis of the behavior of liquid slag in the mold of this slab caster and its impact on education breakthroughs.

The analysis of the main causes of increasing the thickness of the slag in the mold and its influence on the forces of friction, heat sink, the possibility of the formation breakthroughs shell.

Keywords: mould, the molten slag, assimilation, phase composition, structure, heterogeneity, infiltration, the heat, friction, a breakthrough.

Smirnov A.N., Gogaev K.A., Spiridonov D.V., Kubersky S.V., Golovchansky A.V. Analysis of the influence of mold coating on the surface quality and the properties of the ingot.

The issues of wetting and thermal resistance of the materials used for the mold manufacturing for continuous casting unit are considered. The solidification conditions of copper in the mold, which walls covered with Ni and Ni-Cr, applied by method of high-speed air-fuel spraying are investigated. It is shown, that the investigated coverage enhances the surface quality of the ingot, at the expense of prevention of waves and folds occurrence on its surface.

Keywords: mold, coating, heat sink, wetting, copper, solidification, structure, properties.

Dimentev A.O., Novokhatskiy A.M., Dorofeev V.N., Karpov A.V. Middle poroznost of part of coke attachment submerged in the layer of cast-iron.

The method of calculation of poroznosti of part of coke attachment of melting submerged in the layer of products is developed, which to be in the hearth of the blast furnace. It is certain that motion of cast-iron in the pig iron notch during out let will be laminarnym, if he goes out from the layer of pig iron in which is not submerged coke.

Keywords: blast furnace, hearth, coke attachment, poroznost, layer of cast-iron, layer of slag.

Stoikova Y. A., Beregnoy N.N. Analysis of granulation index of fine materials.

The role of granulation index of fine iron ore materials was considered, as well as the basic parameters that define that figure. The efficiency of existing methods for determining the granulation index and their improvement was shown.

Keywords: fine materials, pellets, granules, water capacity, the pelletization rate.

Danko A.V., Danko V.M. Field of tensions at rolling plates with low hearth of deformation.

The results of comparison of the real field of tensions at rolling in the low hearth of deformation and generally accepted theoretical pictures of this field are resulted.

Keywords: rolling, hearth of deformation, field of tensions, experimental scope terms, equalization of Karman.

Borovik P.V. Analysis of influence of steel chemical composition on the specific resistance of cutting at the hot separating process by shears.

The results of theoretical research of the hot cutting process by shears with the account of steel chemical composition it was showed. Influence the real of steel chemical composition on the energy-power parameters of the cutting process by shears it was analyzed. Showed that needed account of steel chemical composition to increase accuracy of calculating for the hot cutting process by shears.

Keywords: shears, chemical composition, specific resistance.

Brevnov A.A., Davydkova N.S. Background of the possibility of recovery of the filter surface in cyclone-filter.

The question of the possibility of improving the recovery of the filter element in the workspace cyclone-filter through additional cylindrical insert.

Keywords: cyclone filter, flow swirling, circular area, the computational grid, the distribution of velocity and pressure.

Ershov V.M. Phase composition of steel surface after at electric-spark alloying in liquid environment.

The results of x-ray photography phase analysis of superficial layer of littlecarbon steel are resulted after the electric-spark alloying iron, by a nickel, tungsten, graphite and hard alloy on air, in water and mineral butter.

Keywords: a phase x-ray photography analysis, the electric-spark alloying, became, water, mineral butter, remaining austenit.

Cheban V.G. Stand for determination of ability of liquid to cleaning by hydrodynamic method.

Arguments about requirement of creation of the mobile stand for determination of ability of concrete liquid to cleaning by hydrodynamic method are given . The example of its realization is presented.

Keywords: the longitudinal speed, the entrance speed, the downlow speed, the stand, a filter.

Borovik P.V., Petrov P.A. Features of cold cutting process of square billets on varietal scissors.

In the article are conducted joint theoretical and experimental researches of features of the cutting process of square section billets in the cold state by parallel and shaped knives.

Keywords: scissors, cutting force, relative introduction to destruction.

Kuchma S.M., Starodubov S.Y. Characteristics condition hot deformation elinvar 46HXTBIO.

The results of research of the structural condition hot deformation elinvar 46HXTBIO are represent. It was found that the mechanism of formation of the structure of the alloy in the initial condition is characterized by the disintegration of the solid solute oversaturated by the combined kinetics with the formation of a highly- homogeneous compact-grained structure.

Keywords: elinvar, solid solute, hot deformation alloy, structure.

Procenko M.Yu., Kuberskiy S.V., Essel'bakh S.B. Theoretical and experimental evaluation of the components balance in the metal processing through the arc deep recovery.

In analysis of material balance in melt processing by submerged arc recovery of manganese and silicon from silicon manganese production slag obtained good agreement between calculated and experimental data.

Keywords: arc deep recovery, ore blend, balance processing, silicon manganese slag, the degree of recovery.

CHAPTER "CIVIL ENGINEERING"

Dolzhikov P. N., Ryzhikov O.A., Kipko A.E. Study of the process of the Elimination of the breakout dirt dam.

In the article the analytical studies, which developed technology to eliminate dirt dike breakthrough through the bookmarks feed breakthrough structured glinocementnym with regulirovannymi rheological properties.

Keywords: suffosion, breakthrough processes, groundwater dams, liquidating a well, plugging the solution rheological properties.

Psyuk V.V., Golodnov A.I., Ivanov B.V. Leveling the welding of deformed elements of steel structures.

The method of smoothing of steel constructions is considered by means of welding. Welding of the weld-fabricated guy-sutures on edges in the stretched zone of constructions of i-section assists a reverse curve and removal of the residual bending. Methodology of experimental researches of steel constructions is offered double-T and box-type sections which had the residual bending after tests on a compression.

Keywords: steel constructions, residual bending, welding of the weld-fabricated guy-sutures, bearing strength.

Kurkin N.P., Neverov A.G., Shukin S.V., Dolzhicov P.N. Strengthening the foundation a city hospital № 7 of Lugansk after the explosion.

In article reflected methodology and results of the evaluation of possible superstructure building a city hospital № 7 of Lugansk after the explosion, including the strengthening of the foundation with using CFA piles.

Keywords: building, foundation, reconstruction, piles, borehole, cement mortar.

Ivlieva E.O. Study the deformation of objects on underworked flooded areas in the Stakhanov region.

The article is devoted to studying of the deformation of buildings by exploited in the areas of flooding for a long time. The established influence of watering of the rock mass on the growth process by deformation buildings. It is shown that the deformation structures of buildings increase with the level of flooding of the earth's surface.

Keywords: deformation, study, watering of the mass, mining and geological conditions, technical condition.

CHAPTER “ELECTRICAL ENGINEERING. RADIOTECHNOLOGY”

Korsunov K.A., Sergienko S. N., Biryukova T. V. Mathematical modeling of heating of low-rank coals in the plasma jet.

Big enough interest to Energy of Ukraine are plasma processes firing up and combustion stabilization of power boilers. In connection with this is the use of topical coal dust as the lighting-up of fuel. The use of plasma torches to ensure the generation of electric arc plasma with mean temperature is about 3000-4000 K, can solve this problem and that is especially important to include in the industrial use of low-grade coal. In the article are complied mathematical modeling heating and movement finely dispersed particles of coal in air plasma stream from the nozzle of the plasma torch, which can be used to create installations for plasma gasification of coal and a certain operating mode plasmatrons.

Keywords: dispersed particles, mathematical modeling, thermophysical information, plasma stream, descriptions.

Saratovskyy R.N., Afanasyev A.M. Resonance inverter with combined structure.

We consider the implementation of the schematic resonant inverter with a combined structure with its control system, how it works is described and analyzed the stress and control characteristics.

Keywords: resonant inverter control system, inductive load switching converter.

Kofanova N.V., Kyshenko V.D., Smityuh Y.V. Situational control of alcohol for distillation by means expert system.

The results of theoretical investigations are presented in article. The solution to the problem of situational control of alcohol for distillation by means expert system worst proposed.

Keywords: automatic system of management, the base of knowleges, expert system, intellectual system, chain of logical inference, linguistic approximation, the real scale of time, situational control, scenario approach, technological object of management.

Afanasyev A.M., Eremina A.V. The dependence of energy parameters of power switches of switched-mode converter from current ripple factor.

The analytical expressions for the determination of the energy indices of power switches of switched-mode converter for linearly varying currents waveforms with using of a current ripple factor were obtained.

Keywords: current's ripple factor, current waveform, energy parameters.

Kryvoshei D.A. Characteristics' investigation of power supply based on piezoelectric transformer.

The structure of power supply based on piezoelectric transformer and its circuitry are proposed. Experimental model of the device is described, its characteristics are obtained and investigated, recommendations for its use are given.

Keywords: piezoelectric transformer, power supply, resonance frequency, transformation ratio, coefficient of efficiency.

Hudobin K.V. Applications SCR control in the drive chain conveyor.

Reviewed the existing drives scraper conveyor. The conditions of work and the requirements for these devices, the comparative analysis. The alternative drive scraper conveyor, where it is possible starter, emergency braking and the ability to work on the main and auxiliary speeds, which is 1/5 of the primary.

Keywords: chain conveyor, the pulling unit, dynamic loads, soft-start, emergency braking, keys, induction motor.

ТРЕБОВАНИЯ

к рукописям научных статей и порядок их рассмотрения при подготовке к выпуску сборника научных трудов ДонГТУ

Статьи должны представляться в соответствии с требованиями ВАК Украины (Перелік № 1 за 2003г). Сборник научных трудов издается три раза в год. Сборник формирует информационный отдел: 94204, г. Алчевск, пр. Ленина, 16, ДонГТУ, тел/факс (06442) 2-68-87, Email: info@dmmti.edu.ua (для редакции сборника научных трудов ДонГТУ), секретарь редакционной коллегии Скомская Светлана Анатольевна.

Сборник содержит следующие разделы: «Разработка полезных ископаемых», «Металлургия», «Строительство», «Электротехника. Радиотехника». Содержание статей должно отвечать новым достижениям науки и техники, их практическому значению, соответствовать технической направленности сборника и представлять интерес для широкого круга специалистов.

В статье должно быть кратко изложено то новое и оригинальное, что разработано авторами, показано преимущество перед аналогами предлагаемых разработок, описаны их особенности и практическая значимость. Результаты работы не должны представляться в виде тезисов.

Ответственность за нарушение авторских прав, за несоблюдение действующих стандартов и за недостоверность приведенных в статье данных полностью несут авторы статьи.

Присланные в редакционную коллегию статьи должны сопровождаться рекомендательным письмом и рецензией. Редакционная коллегия оставляет за собой право вносить в текст статьи изменения редакционного характера без согласования с авторами.

Рекомендуемое количество авторов статьи до 3-х человек. При необходимости, по решению редколлегии, количество авторов может быть увеличено до 5-ти.

Языки предоставления статей: украинский, русский, английский.

Стоимость участия в сборнике научных трудов Дон ГТУ для авторов сторонних организаций составляет 100 грн. за 1 статью (в цену входит: публикация статьи в сборнике и почтовые расходы по доставке авторского экземпляра заказным письмом по территории Украины) и перечисляется на регистрационный счет:

Получатель: Дон ГТУ

Код: 02070708

Банк: ГУГКСУ в Луганской обл., МФО 804013,
р/сч 31252273210230

Назначение платежа: полиграфические услуги (указать Ф.И.О. первого автора статьи).

При неправильном заполнении графы «Назначение платежа» работа не будет считаться оплаченной. Платеж с НДС. Почтовым переводом оплату не производить.

На одну работу (независимо от количества авторов) отправляется 1 авторский экземпляр сборника.

Проверьте правильность заполнения платежных реквизитов, обратите особое внимание на номер регистрационного счета и назначение платежа.

СОДЕРЖАНИЕ СТАТЕЙ

Предоставляемые статьи должны иметь следующую структуру:

УДК

УДК на статью присваивает отдел библиографии научной библиотеки ДонГТУ, каб.206.

Аннотация

В аннотации приводятся краткие сведения о статье, объемом 5-10 строк, на трех языках: украинском, русском и отдельным файлом на английском языке с указанием Ф.И.О. авторов, названия статьи, ключевых слов.

Обязательные элементы статьи:

- постановка проблемы в общем виде и ее связь с важными научными и практическими заданиями;
- анализ последних достижений и публикаций, в которых начато решение данной проблемы и на которые опирается автор, выделение нерешенных раньше частей общей проблемы, которым посвящается данная статья;
- формулирование целей статьи (постановка задач);
- представление основного материала исследования с полным обоснованием полученных научных результатов;
- выводы по данному исследованию и перспективы дальнейшего развития данного направления.
- библиографический список должен быть составлен в порядке ссылок на них.

За авторами статьи остаётся право выделения жирным шрифтом названия обязательных элементов статьи.

ТРЕБОВАНИЯ К ОФОРМЛЕНИЮ

1. Текст рукописи статьи от 5 до 10 страниц на белой бумаге формата А4 (210x297 мм) с полями: верхнее, нижнее – 25 мм; левое, правое – 23 мм. Страницы не нумеруются. Рукопись статьи оформляется с применением редактора MS Word (не ниже версии 6.0 и не старше версии 11(2003)) шрифтом Times New Roman, размером 12 пт, одинарным интер-

валом, выравниванием по ширине, абзацным отступом 1,27 см.. Функция «Автоматическая расстановка переносов» должна быть активирована.

2. Материалы должны отвечать следующей структурной схеме: УДК, ученая степень, фамилии и инициалы авторов, название организации, города, страны, e-mail автора, название статьи, аннотация на двух языках, после каждой аннотации ключевые слова, основной текст, выводы, библиографический список и отдельным файлом на английском языке - Ф.И.О. авторов, название статьи, аннотация, ключевые слова.

УДК проставляется слева вверху, шрифт полужирный, без абзацного отступа.

Через один интервал - ученая степень, фамилия, инициалы. В круглых скобках – название организации, название города, страны, e-mail автора, через запятую. Шрифт полужирный, курсив, по правому краю.

Через два интервала - название статьи заглавными буквами, выравнивание по центру, шрифт полужирный, без абзацного отступа.

Через один интервал - краткая аннотация на украинском и русском языках, курсивом, размером 11 пт. После каждой аннотации – ключевые слова, курсивом.

Через один интервал - текст статьи.

3. Рисунки вставляются в текст единым объектом и могут быть представлены:

– *растровыми форматами* – gif, tiff, jpg, bmp и им подобными (качество 200-300 dpi);

– *векторными форматами* – emf, wmf и другими метаформатами.

Рисунки, выполненные в программах Corel, CAD, Word и др., переводятся в один из описанных выше форматов, предпочтительно векторные.

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. Допускается размещение пояснительных данных под иллюстрацией (подрисуночный текст) размером 11 пт. Под каждым рисунком (подрисуночным текстом) располагается подпись в формате «Рисунок № – Название» с выравниванием по центру без абзаца. После подписи и перед рисунком оставляется пустой интервал. Статья не должна заканчиваться рисунком.

4. Абзац содержащий формулы должен иметь следующие параметры: выравнивание по левому краю, без абзаца, интервал перед и после абзаца 12 пт, позиции табуляции – 8,2 см по центру (для расположения формулы) и 16,4 см по правому краю (для расположения номера формулы). Формулы выполняются с помощью редактора формул

Microsoft Equation 3 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)	18 pt
Sub-Symbol (мелкий символ)	12 pt

Недопустимо размещение формул в табличном формате.

5. Все таблицы должны иметь название и порядковый номер и располагаться после упоминания по тексту. Название располагается над таблицей.

Каждая таблица должна иметь один интервал перед названием и один после таблицы.

6. Через один интервал от текста статьи, полужирным шрифтом, размером 11 пт, располагается заголовок «Библиографический список». Библиографический список оформляется согласно ДСТУ ГОСТ 7.1:2006 «*Бібліографічний запис. Бібліографічний опис. Загальні вимоги та правила складання*», размером 11 пт, курсивом и должен быть составлен в порядке упоминания в тексте. Ссылки на литературу заключаются в квадратные скобки. Рекомендованное количество ссылок – не более восьми.

7. Текст статьи предоставляется на электронном носителе и в печатном виде, сопроводительная документация только в печатном виде.

СОПРОВОДИТЕЛЬНАЯ ДОКУМЕНТАЦИЯ

Рецензия специалистов редакционной коллегии ДонГТУ с указанием раздела сборника, в который будет размещена статья.

СОДЕРЖАНИЕ

Разработка полезных ископаемых

Окалелов В.Н. ПРОГНОЗНАЯ ОЦЕНКА МЕТАНООБИЛЬНОСТИ ОЧИСТНЫХ ЗАБОЕВ ПО ДАННЫМ ГЕОЛОГИЧЕСКОЙ РАЗВЕДКИ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ.....	5
Литвинский Г.Г., Фесенко Э.В. ТЕОРИЯ РАСЧЁТА ЦЕНТРАЛЬНО-СЖАТЫХ ТРУБОБЕТОННЫХ КОНСТРУКЦИЙ КРЕПИ	10
Антощенко Н.И., Чепурная Л.А., Филатьев М.В. КОЛИЧЕСТВЕННАЯ ОЦЕНКА ПАРАМЕТРОВ СДВИЖЕНИЯ ПОДРАБОТАННЫХ ПОРОД И ЗЕМНОЙ ПОВЕРХНОСТИ ПРИ ВЫЕМКЕ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ	17
Бабиюк Г.В., Пунтус В.Ф., Диденко М.А. СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ МЕТОДА ЭЛЕКТРОЕМКОСТНОЙ ИНТРОСКОПИИ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД	25
Морус ВЛ., Филимонов П.Е. ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА ТОНКОСЛОЕВОГО ГРОХОЧЕНИЯ ПРИ ВРАЩАТЕЛЬНОМ ДВИЖЕНИИ ПРОСЕИВАЮЩЕЙ ПОВЕРХНОСТИ.....	39
Склепович К.З., Пронь П.А. ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ГОРИЗОНТАЛЬНОГО РАСПОРА НА НАПРЯЖЕННО – ДЕФОРМИРОВАННОЕ СОСТОЯНИЕ ПОЧВЫ ПОДГОТОВИТЕЛЬНОЙ ВЫРАБОТКИ.....	54
Денисенко Е. А. ВЛИЯНИЕ КАПЕЖА В ВЕРТИКАЛЬНЫХ ШАХТНЫХ СТВОЛАХ НА ПРОЕКТИРОВАНИЕ ПЛАНОВЫХ КООРДИНАТ ГРАВИТАЦИОННЫМ СПОСОБОМ	60
Кизияров О.Л. ИССЛЕДОВАНИЕ УСТОЙЧИВОСТИ КРОВЛИ В ЛАВЕ, УПРОЧНЕННОЙ БЕСШПУРОВЫМИ СПОСОБАМИ.....	70

Куценко О. М. РЕЗУЛЬТАТЫ ТЕОРЕТИЧЕСКИХ ИССЛЕДОВАНИЙ СДВИЖЕНИЙ И ДЕФОРМАЦИЙ ЗЕМНОЙ ПОВЕРХНОСТИ В ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ УСЛОВИЯХ ВОСТОЧНОГО ДОНБАССА.....	79
---	----

Металлургия

Петрушов С.Н., Русанов И.Ф., Дорогой Е.В. АНАЛИТИЧЕСКОЕ ОПРЕДЕЛЕНИЕ ВЫХОДА ВОЗВРАТА И ТВЕРДОГО ОСТАТКА ПРИ ПРОИЗВОДСТВЕ АГЛОМЕРАТА	89
Смирнов А.Н., Куберский С.В., Эссельбах С.Б. МНОГОФУНКЦИОНАЛЬНЫЙ ПРОМЕЖУТОЧНЫЙ КОВШ ДЛЯ РАЗЛИВОЧНЫХ АГРЕГАТОВ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ МИКРО-ЗАВОДОВ.....	97
Бережний М. М, Саитгареев Л.Н., Чубенко В.А., Хіноцька А.А, Глінкин С.О. МНОЖИННА КОРЕЛЯЦІЙНА ЗАЛЕЖНІСТЬ ГРАНИЦІ ТЕКУЧОСТІ СТАЛІ ВІД ТЕМПЕРАТУРИ, СТУПЕНЯ ТА ШВИДКОСТІ ДЕФОРМАЦІЇ.....	106
Смирнов А.Н., Максаев Е.Н., Куберский С.В. АНАЛИЗ ПОВЕДЕНИЯ ШОС В КРИСТАЛЛИЗАТОРЕ СЛЯБОВОЙ МНЛЗ И ЕЕ ВЛИЯНИЕ НА ОБРАЗОВАНИЕ ПРОРЫВОВ.....	112
Смирнов А.Н., Гогаев К.А., Спиридонов Д.В., Куберский С.В., Головчанский А.В. АНАЛИЗ ВЛИЯНИЯ ПОКРЫТИЯ КРИСТАЛЛИЗАТОРА НА КАЧЕСТВО ПОВЕРХНОСТИ И СВОЙСТВА СЛИТКА.....	123
Диментьев А.О., Новохатский А.М., Дорофеев В.Н., Карпов А.В. ПОРОЗНОСТЬ КОКСОВОЙ НАСАДКИ В СЛОЕ ЧУГУНА	133
Стойкова Я.А., Бережной М.М. АНАЛИЗ ПОКАЗАТЕЛЕЙ КОМКУЕМОСТИ ТОНКОДИСПЕРСНЫХ МАТЕРИАЛОВ.....	140
Данько А.В., Данько В.М. ПОЛЕ НАПРЯЖЕНИЙ ПРИ ПРОКАТКЕ ЛИСТОВ С НИЗКИМ ОЧАГОМ ДЕФОРМАЦИИ	147

Боровик П.В. АНАЛИЗ ВЛИЯНИЯ ХИМСОСТАВА СТАЛИ НА УДЕЛЬНОЕ СОПРОТИВЛЕНИЕ РЕЗКЕ В ПРОЦЕССЕ ГОРЯЧЕГО РАЗДЕЛЕНИЯ НА НОЖНИЦАХ	156
Бревнов А.А., Давыдкова Н.С. ОБОСНОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ УЛУЧШЕНИЯ УСЛОВИЙ РЕГЕНЕРАЦИИ ФИЛЬТРУЮЩЕЙ ПОВЕРХНОСТИ ЦИКЛОНА-ФИЛЬТРА	163
Ершов В.М. ФАЗОВЫЙ СОСТАВ СТАЛЬНОЙ ПОВЕРХНОСТИ ПОСЛЕ ЭЛЕКТРОИСКРОВОГО ЛЕГИРОВАНИЯ В ЖИДКОЙ СРЕДЕ.....	170
Чебан В.Г. СТЕНД ДЛЯ ОПРЕДЕЛЕНИЯ СПОСОБНОСТИ ЖИДКОСТИ К ОЧИСТКЕ ГИДРОДИНАМИЧЕСКИМ СПОСОБОМ.....	179
Боровик П.В., Петров П.А. ОСОБЕННОСТИ ПРОЦЕССА ХОЛОДНОЙ РЕЗКИ КВАДРАТНОЙ ЗАГОТОВКИ НА СОРТОВЫХ НОЖНИЦАХ .	190
Кучма С.М., Стародубов С.Ю. ОСОБЛИВОСТІ ГАРЯЧЕДЕФОРМОВАНОГО СТАНУ ЕЛІНВАРУ 45НХТВЮ	197
Проценко М.Ю., Куберский С.В., Эссельбах С.Б. ТЕОРЕТИЧЕСКАЯ И ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНАЯ ОЦЕНКА БАЛАНСА КОМПОНЕНТОВ ПРИ ОБРАБОТКЕ МЕТАЛЛА МЕТОДОМ ДУГОВОГО ГЛУБИННОГО ВОССТАНОВЛЕНИЯ.....	204

Строительство

Должиков П.Н., Рыжикова О.А., Кипко А.Э. ИССЛЕДОВАНИЯ ПРОЦЕССА ЛИКВИДАЦИИ ПРОРЫВА ГРУНТОВОЙ ДАМБЫ	217
Псюк В.В. Голоднов А.И., Иванов Б.В. ВЫРАВНИВАНИЕ СВАРКОЙ ДЕФОРМИРОВАННЫХ ЭЛЕМЕНТОВ СТАЛЬНЫХ КОНСТРУКЦИЙ	224

Куркин Н. П., Неверов А.Г., Шукин С.В., Должиков П. Н.
УСИЛЕНИЕ ОСНОВАНИЙ ФУНДАМЕНТОВ ЛУГАНСКОЙ
ГОРОДСКОЙ БОЛЬНИЦЫ № 7 ПОСЛЕ ВЗРЫВА 232

Ивлиева Е.О.
ИССЛЕДОВАНИЕ ДЕФОРМИРОВАНИЯ ОБЪЕКТОВ НА
ПОДРАБОТАННЫХ ПОДТОПЛЕННЫХ ТЕРРИТОРИЯХ
СТАХАНОВСКОГО РЕГИОНА 240

Электротехника. Радиотехника

Корсунов К.А., Сергиенко С.Н., Бирюкова Т.В.
МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ НАГРЕВА
НИЗКОСОРТНЫХ УГЛЕЙ В ПЛАЗМЕННОЙ СТРУЕ 252

Саратовский Р.Н., Афанасьев А.М.
РЕЗОНАНСНЫЙ ИНВЕРТОР С КОМБИНИРОВАННОЙ
СТРУКТУРОЙ..... 268

Кофанова Н.В., Кишенько В.Д., Смітюх Я.В.
СИТУАЦІЙНЕ УПРАВЛІННЯ БРАГОРЕКТИФІКАЦІЙНОЮ
УСТАНОВКОЮ ЗА ДОПОМОГОЮ ЕКСПЕРТНОЇ
СИСТЕМИ 279

Афанасьев А.М., Еремина А.В.
ЗАВИСИМОСТЬ ЭНЕРГЕТИЧЕСКИХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ
СИЛОВЫХ КЛЮЧЕЙ ИМПУЛЬСНЫХ
ПРЕОБРАЗОВАТЕЛЕЙ ОТ КОЭФФИЦИЕНТА
ПУЛЬСАЦИИ ТОКА 284

Кривошей Д.А.
ДОСЛІДЖЕННЯ ХАРАКТЕРИСТИК ВТОРИННОГО
ДЖЕРЕЛА ЖИВЛЕННЯ НА ОСНОВІ
П'ЄЗОТРАНСФОРМАТОРА 290

Худобин К.В.
ПРИМЕНЕНИЕ ТИРИСТОРНОГО УПРАВЛЕНИЯ В
ПРИВОДЕ СКРЕБКОВОГО КОНВЕЙЕРА..... 303

Полемика

Бондаренко В.П.
О СУТИ ГИДРОДИНАМИЧЕСКОЙ ОЧИСТКИ ЖИДКОСТИ
В ОЧИСТИТЕЛЯХ ТИПА «ЦИЛИНДР В ЦИЛИНДРЕ»..... 311

**Материалы региональной научно-практической конференции
«Ресурсы, потенциал и развитие территории
Центрально-Луганского субрегиона» 9 октября 2012 г.**

Зубов О.Р., Зубова Л.Г., Буняченко В.В. ОЦІНКА ВІДВАЛІВ ВУГІЛЬНИХ ШАХТ ДЛЯ ЇХ ВИКОРИСТАННЯ У ВІТРОЕНЕРГЕТИЦІ.....	327
Мурга В.В., Мельков С.М., Горельников С.А., Любич И.В. ИСПОЛЬЗОВАНИЕ РЕСУРСА АЛЧЕВСКОЙ НАУЧНОЙ СТАНЦИИ ДЛЯ СОЗДАНИЯ ГЕОИНФОРМАЦИОННЫХ СИСТЕМ.....	333
Смирнова И.В. ИССЛЕДОВАНИЕ СОСТОЯНИЯ ИСАКОВСКОГО ВОДОХРАНИЛИЩА В РАМКАХ ПРОГРАММЫ МОНИТОРИНГА ОКРУЖАЮЩЕЙ ПРИРОДНОЙ СРЕДЫ «ЭКОЛОГИЯ – 2015»	339
Зубова Л.Г., Зубов А.Р., Харламова А.В. ПЕРСПЕКТИВЫ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ПОВЕРХНОСТИ ТЕРРИКОНОВ ДЛЯ ФОРМИРОВАНИЯ «КИОТСКИХ ЛЕСОВ»	343
Дрозд Г.Я. СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ РЕШЕНИЯ ПРОБЛЕМЫ УТИЛИЗАЦИИ КОММУНАЛЬНЫХ ОТХОДОВ	348
Джалилов А. КРАТКАЯ ИНФОРМАЦИЯ О ПЕРСПЕКТИВЕ ВНЕДРЕНИЯ ЭНЕРГОСБЕРЕГАЮЩИХ ТЕХНОЛОГИЙ В ЛУГАНСКОЙ ОБЛАСТИ.....	356
Мурга В.В., Антропов И.И., Дж. Омеман, Гамазин Д.К. ФОРМИРОВАНИЕ МОДИФИЦИРОВАННОГО СЛОЯ В МАТЕРИАЛАХ ПРИ ОБРАБОТКЕ В НЕРАВНОВЕСНОЙ ПЛАЗМЕ.....	363
Зубов А. Р., Гречишкина Н. В. ЭКОЛОГИЧЕСКОЕ СОСТОЯНИЕ ЛУГАНСКОГО ВОДОХРАНИЛИЩА.....	368

**Материалы всеукраинской конференции «Лазерная локация
искусственных спутников Земли» 2 октября 2012 г.**

Мурга В.В., Мельков С.М., Мурга Е.В., Горельников С.А., Любич И.В. КОМБИНИРОВАННЫЙ МЕТОД ДЕТЕКТИРОВАНИЯ СИГНАЛА ПРИ ЛАЗЕРНОЙ ЛОКАЦИИ.....	373
Рищенко С.В. , Старжинський С.В., Дементьев Т.О. КООРДИНАТНІ ТА ФОТОМЕТРИЧНІ СПОСТЕРЕЖЕННЯ НА СТАНЦІЇ ДУНАЇВЦІ	379
Мурга В.В., Мурга Е.В., Мельков С.М. КОМПЕНСАЦИЯ ВЫГОРАНИЯ ДЫР В ТВЕРДОТЕЛЬНЫХ АКТИВНЫХ СРЕДАХ	387
Дмитроца А.И., Артемов И.В., Неяченко Д.И. ПРОБЛЕМЫ ТОЧНОСТИ НА СТАНЦИИ ЛАЗЕРНОЙ ЛОКАЦИИ СПУТНИКОВ SLR-1873	392
ABSTRACTING	397
ТРЕБОВАНИЯ к рукописям научных статей и порядок их рассмотрения при подготовке к выпуску сборника научных трудов ДонГТУ	405

НАУКОВЕ ВИДАННЯ

ЗБІРНИК НАУКОВИХ ПРАЦЬ ДОНБАСЬКОГО ДЕРЖАВНОГО ТЕХНІЧНОГО УНІВЕРСИТЕТУ

Випуск 38

Головний редактор

Заблудський М.М. – докт. техн. наук

Редакційна колегія:

С.М. Петрушов – докт. техн. наук,
О.М. Новохатський – докт. техн. наук,
Г.Г. Литвинський – докт. техн. наук,
Р.А. Фрумкін – докт. техн. наук,
Г.В. Бабіюк – докт. техн. наук,
Г.І. Гайко – докт. техн. наук,
М.К. Клішин – докт. техн. наук,
А.П. Борзих - докт. техн. наук,
П.М. Должиков - докт. техн. наук,
З.Л. Фінкельштейн – докт. техн. наук,
В.Д. Лущик – докт. техн. наук,
С.В. Корнеєв – докт. техн. наук,
В.О. Ульшин – докт. техн. наук,
О.І. Давиденко – докт. техн. наук,
Г.Я. Дрозд – докт. техн. наук,
В.Н. Ульяницький – канд. техн. наук,
Ю.Е. Паеранд – канд. техн. наук,
С.А. Скомська – секретар редакційної колегії

(українською, російською та англійською мовами)

Комп'ютерна верстка Н.Б. Трофімова

Підп. до друку 10.12.2012. Формат 60×84¹/₁₆. Папір офс.
Друк RISO. Ум.друк.арк. 24,12. Зам. № 356. Наклад 100 пр.
Видавництво не несе відповідальність за зміст матеріалу, наданого автором до друку.

Видавець та виготівник:
Донбаський державний технічний університет
пр. Леніна, 16, м. Алчевськ, Луганська обл., 94204.
(Творче виробниче об'єднання «ЛАДО», каб. 113-а, II корпус, т./факс (06442)2-02-59)
Свідоцтво Держкомтелерадіо серія ДК, №2010 від 12.11.2004