

УДК 504.55.054: 622(470.6)

В.И. ГОЛИК, Ю.И. РАЗОРЕНОВ, В.И. КОМАЩЕНКО, доктора техн. наук, проф.,  
Северо-Кавказский государственный технологический университет

## МОДЕЛИРОВАНИЕ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ТЕХНОЛОГИИ ОБРУШЕНИЯ РУД И ПОРОД ПОД ГИБКИМ ПЕРЕКРЫТИЕМ

Демографические процессы современности и научно-технический процесс привели к тому, что горное производство стало безоговорочным лидером по опасности для работающих и систем жизнедеятельности окружающей природной среды, а обеспечение безопасности горных работ - одним из главных направлений науки и практики. Опасность феномена обрушения пород в процессе разработки месторождений полезных ископаемых характеризуется разрушением массива вплоть до деформации земной поверхности с ущербом системам жизнедеятельности и увеличением количества химически агрессивных фракций при обогащении руд.

Исследование технологии добычи с обрушением пород имеет целью установление закономерностей связи горных процессов для разработки безопасных и производительных параметров обрушения руд. Они включают в себя определение интегрального источника опасности для систем жизнедеятельности, теоретическое обоснование концепции защиты и оценку эффективности защиты сфер жизнедеятельности. Распространенным методом определения параметров технологических процессов является моделирование условий и вариантов применяемых технологий добычи минерального сырья.

Показано, что системы разработки полезных ископаемых с обрушением пород и руд могут быть применены при условии сохранения земной поверхности от разрушения. Установлено, что при обрушении руд с минимизацией опасности для земной поверхности из соображений повышения качества добываемых руд целесообразно разделение отбываемых руд и налегающих вмещающих пород гибкими металлическими перекрытиями. Показано, что повышение производительности труда сокращает время негативного воздействия горных работ на объекты жизнедеятельности в окрестностях предприятия. Снижение трудоемкости подготовительно-нарезных работ достигается использованием самоходного проходческого оборудования, для обеспечения фронта очистных работ и эффективного использования проходческого оборудования проходят одновременно несколько поэтажных выработок с совмещением операций и перемещением оборудования из одного забоя в другой. Детализированы процессы отработки монтажного слоя несущего и разделяющего дерево – канатного перекрытия.

Максимальный положительный эффект технологий с обрушением руд достигается применением гибких металлических перекрытий в сочетании с самоходным погрузочно-доставочным оборудованием.

**Ключевые слова:** месторождение, обрушение, руда, порода, металлическое перекрытие, магазинирование, магазинирование, экология, экономика.

**Проблема и ее взаимосвязи с решением научно-практических задач.** В мировой практике подземным способом добывается подавляющее количество минерального сырья. На базе разведанных месторождений действуют горные предприятия, успешно решающие задачи обеспечения металлообрабатывающих отраслей сырьем. Горные предприятия представляют собой сложную производственную сферу, где нарушение технологии может привести к катастрофическим последствиям. Горное производство является лидером по опасности, а обеспечение безопасности горных работ является одним из главных направлений науки и практики.

Целью исследования процессов горных работ является выявление закономерностей возникновения аварийных ситуаций на основе научно обоснованного риска. Решение проблемы снижения опасности системам окружающей среды при добыче полезных ископаемых подземным способом предусматривает разработку научно обоснованных мер управления процессами добычи сырья на шахтах и рудниках. Научно обоснованные методические положения профилактики опасных факторов при подземной добыче полезных ископаемых являются основой для мероприятий технического и организационного характера, начиная с предпроектной оценки состояния рудовмещающих массивов [1].

Обрушение руд и пород широко применяется при эксплуатации металлических месторождений, что объясняется высокой степенью механизации буровзрывных работ и сравнительно низкой себестоимостью добычи. К недостаткам способа относятся трудности контроля полноты заполнения пустот и погашения в случае недостаточного обрушения налегающих пород. Невозможность доработки запасов после погашения, повышенные разубоживание и потери делают способ предпочтительным для отработки мощных месторождений руд средней и малой ценности. Крупный недостаток технологий с обрушением и нарушением земной поверхности -

отчуждение земель с нарушением экологического равновесия, не восполняемое рекультивацией [2].

Эффект обрушения используется в системах разработки других классов, при условии управляемости сдвижением и минимального разубоживания руд породой. Безопасность горных производственных процессов и состояние систем жизнедеятельности взаимосвязаны и обладают свойством проявления синергетического эффекта.

Указанные особенности технологии с обрушением пород и руд формируют проблему соединения высоких показателей добычи и природоохранных тенденций современности.

**Анализ исследований и публикаций.** Исследований и публикаций, посвященных озвученной проблеме недостаточно, поскольку сама технология в натуральных условиях и промышленных масштабах опробована только на одном месторождении Восток в Северном Казахстане и не имеет аналогов в мировом горном производстве [3].

Имеющиеся публикации в большинстве случаев содержат теоретическое обоснование прочности несущих и разделяющих перекрытий, исходя из принятой авторами концепции горного давления.

Исследования, посвященные сохранению места технологий добычи с обрушением пород в арсенале способов разработки месторождений, преследуют цели:

- выявление закономерной связи параметров отбойки и доставки руд;
- исследование возможностей разделяющих руду и породу перекрытий;
- обоснование способов подготовки блоков для обрушения под перекрытием.

Опасность феномена обрушения пород характеризуется двумя основными аспектами:

разрушение массива вплоть до деформации земной поверхности с угнетением систем жизнедеятельности;

неравномерный выход машинных классов руд с увеличением времени доведения их до норматива и увеличением выхода химически агрессивных фракций при обогащении.

**Постановка задачи.** Главным из нерешенных вопросов технологии добычи руд с обрушением является дифференциация потоков руд и пород в процессе добычи путем применения перекрытий с разделяющими или несущими функциями при использовании мобильной погрузочно-доставочной техники.

Задачей настоящей работы является доказательство возможности решения обозначенной проблемы на практике разработки месторождения Восток в Северном Казахстане [4].

**Полученные научные результаты.** Эффективность системы разработки оценивается, в первую очередь, трудоемкостью подготовительно-нарезных работ. Практика применения системы обрушения под перекрытием с использованием самоходной техники предусматривает полевую подготовку блоков. Подэтажные штреки проходятся на расстоянии не менее 50 м от зоны разлома и соединяются наклонным транспортным съездом для передвижения самоходного оборудования, транспортировки грузов и вентиляции. Для обеспечения нужных сроков подготовки блоков соблюдается условие совмещения проходки горных выработок в пространстве и времени

$$t_6 = t_n; \quad l_0 v_n = l_n \times n v_{\phi},$$

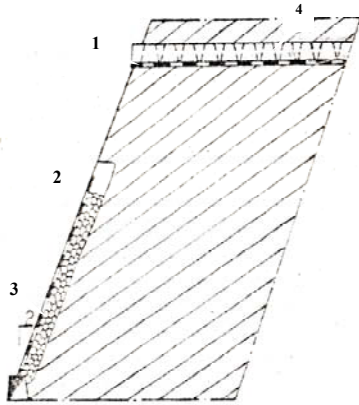
где  $t_6$  - время доработки верхнего подэтажа;  $t_n$  - время подготовки нижележащего подэтажа;  $l_0$  - расстояние до забоя верхнего подэтажа от лежащего бока рудного тела, дорабатываемого к началу подготовки нижележащего подэтажа, м;  $v_{\phi}$  - скорость продвижения фронта очистных работ на подэтаже, м/мес.;  $l_n$  - длина подэтажной выработки, м;  $n$  - количество подэтажных выработок в блоке;  $v_n$  - скорость проходки подэтажной выработки, м/мес.

Снижение трудоемкости подготовительно-нарезных работ достигается использованием самоходного проходческого оборудования. Для обеспечения фронта очистных работ и эффективного использования проходческого оборудования проходят одновременно несколько подэтажных выработок. Совмещение операций и перемещение оборудования из одного забоя в другой позволяет в течение рабочей смены в одновременной работе задействовать несколько машин.

Вариант подэтажного обрушения с гибким перекрытием предусматривает отработку монтажного слоя в двух плоскостях: горизонтальная часть по верхней части блока и наклонная часть по контакту висячего бока.

Наклонную часть монтажного слоя обрабатывали системой слоевого обрушения заходками из восстающих выработок. Трудоемкость монтажа превышала 30 % от трудоемкости отработки блока, а производительность забойного рабочего достигала только  $2,5 \text{ м}^3/\text{см}$ .

Рудное тело на контакте с висячим боком обрабатывали с магазинированием руды на всю высоту блока снизу вверх. Руду вынимали сплошным забоем или потолкоуступным забоем с обуриванием горизонтальными шпурами. По мере продвижения забоя по висячему боку рудного тела монтировали перекрытие (рис. 1).



**Рис. 1.** Монтаж наклонной части перекрытия с магазинированием руды: 1 - горизонтальная часть перекрытия; 2 - наклонная часть перекрытия; 3 - замагазинированная руда; 4 - канаты

Такой способ отличается большей производительностью буровзрывных работ, повышенной скоростью оборудования монтажного слоя и улучшенной вентиляцией.

Производительность труда забойного рабочего увеличилась до  $5,0 \text{ м}^3/\text{см}$ , производительность рабочего на монтаже перекрытия - до  $6 \text{ м}^3/\text{см}$ , а скорость продвижения очистного забоя по восстанию до 15 м/мес.

Конструкция равнопрочного канатно-металлического перекрытия включает в себя канатную силовую основу типа панцирной сетки, что обеспечивает равномерную работу всех элементов канатной основы без деления на несущие и распределяющие элементы. Для предотвращения просыпания пород ячейки перекрываются переплетенными отрезками стальной ленты. Несущие канаты плетутся с ячейкой  $2,5 \times 1,0 \text{ м}$ , а в них через  $0,5 \text{ м}$  вплетаются распределяющие канаты.

Диаметр канатов из условия прочности

$$K_3 = (R_z / N),$$

где  $K_3$  - коэффициент запаса прочности;  $R_z$  - предельное разрывное усилие каната;  $N$  - количество прядей каната.

Условию прочности перекрытия удовлетворяют канаты 28+32 мм. Новая конструкция перекрытия целесообразна как для монтажа перекрытия в наклонной плоскости, так и в горизонтальной.

Для монтажа равнопрочного перекрытия в горизонтальной части у висячего бока рудного тела вдоль пройденных заходок протягивается фланцевый канат диаметром 32 мм, на который через 1 м цепляется следующий в виде "змейки" канат, огибая вбитые в почву через 1 м на расстоянии 0,5 м от флангового каната штыри. К канату крепится переплетом следующий канат, укладываемый через очередной ряд штырей, и так далее по ширине заходки. По окончании монтажа в крайней заходке канатные петли выводятся за крепь на 0,5-0,7 м от почвы и фиксируются к стойкам [5].

На сплетенную силовую канатную основу укладываются с переплетом отрезки лент длиной 5-6 м пучками по 3-5 штук через 0,5-1,0 м. Ленты соединяются внахлест с напуском 1 м. На 1 м ширины перекрытия в обоих направлениях укладывается по 7 лент, Поверху лент укладывается сетка "Рабица". На границах блока перекрытие крепится к фланговому канату.

В наклонной части монтажного слоя по висячему боку забоя размещаются крючья по сетке  $1,0 \times 0,5 \text{ м}$ , на которые навешиваются петли монтажного каната. Сквозь петли по простиранию забоя пропускается очередной канат, петли которого навешиваются на вышерасположенный ряд крючьев. Силовая основа перекрытия создается до кровли забоя.

По границам магазина монтажные канаты крепятся к фланговому канату, а отрезки металлических лент вплетаются в канатную основу. Длина отрезков по простиранию 10-15 и, по падению - 2,5-3 м. На  $1 \text{ м}^2$  площади перекрытия монтируется 14 лент. По окончании монтажа перекрытия кровля забоя обрушается. Чтобы создать рабочее пространство для дальнейшего монтажа, производится выпуск руды из магазина.

Длина блока определяется мощностью рудного тела. Ширина блока определяется расстоянием между откаточными ортами горизонта и находится в пределах 30 м. Ширина заходки определяется условиями размещения погрузочно-доставочной техники, чаще всего 3 м. Высота слоя допускается не более 3-3,5 м, а с учетом наличия в кровле перекрытия может быть увели-

чена до 4 м. Увеличение высоты слоя под перекрытием повышает эффективность системы разработки.

Принятая конструкция перекрытия выдерживает действующие нагрузки. Изменение напряжения в несущих канатах составило от 4 до 20 т. Наибольшей деформации подвержена деревянная основа перекрытия. Если канатов хватало на отработку 5-6 слоев, то деревянная основа выходила из строя на 3-4 слое.

Высота подэтажа зависит от прочности перекрытия. Для варианта с монтажом перекрытия в двух-трех плоскостях

$$\frac{T_{\max}}{2 \cos \varphi} = \frac{R_z}{K_z}$$

Для данных условий высота подэтажа равна 10 м.

Ширина панели определяется устойчивыми размерами межортных целиков и возможностями доставочной техники. При ширине целика 7,5 м ширина панели равна 10-12 м, что удовлетворяет условиям применения самоходной погрузочно-доставочной техники.

Блок при наличии прочного перекрытия включает до 6 панелей. При отработке по схеме "Блок-Залежь" по всей площади залежи настиляется сплошное перекрытие и под ним ведутся работы одновременно в 5-6 ортах.

Наибольшей трудоемкостью и высокой стоимостью отличается отработка монтажного слоя и монтаж перекрытия. Эффективность системы разработки определяется соотношением объемов работ в монтажном слое и под гибким перекрытием (рис. 2).

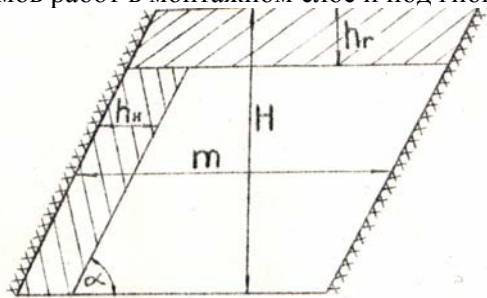


Рис. 2. Объем выемки руд для монтажа перекрытий:  $H$  - высота блока;  $m$  - ширина блока;  $h_2$  - горизонтальная часть перекрытия;  $h_n$  - наклонная часть перекрытия;  $\alpha$  - угол наклона рудного тела

Общая площадь монтажного слоя

$$F = \frac{B}{\sin \alpha} [m \sin \alpha + (H - h_2)]$$

Объем добываемой из монтажного слоя руды

$$V = B [mh_2 + h_n (H - h_2)]$$

Объем добываемой из блока руды

$$V_{\text{ол}} = m \cdot B \cdot H$$

Удельный объем добываемой из монтажного слоя руды

$$V_{\text{уд}} = \frac{mh_2 + h_n (H - h_2)}{mH}$$

Параметры монтажного слоя из условий монтажа перекрытия составляют  $h_2=8$  м,  $h_n=3$  м. Высота блока ограничивается размерами этажа и обычно принимается равной 40-90 м. С увеличением мощности рудного тела доля запасов монтажного слоя снижается, а затраты на возведение перекрытия на 1 т извлекаемых из блока запасов уменьшаются и эффективность перекрытия увеличивается. Себестоимость добычи руды и производительность забойного рабочего по системе разработки, руб./т

$$C_{\text{б}} = \frac{n(C_{\text{мс}} + 9100 - n)C_{\text{zn}}}{100}; \quad P_{\text{б}} = \frac{100P_{\text{мс}}P_{\text{zn}}}{nP_{\text{zn}} + (100 - n)},$$

где  $C_{\text{б}}$ ,  $P_{\text{б}}$  - себестоимость добычи и производительность труда по системе  $C_{\text{мс}}$ ,  $C_{\text{zn}}$ ; - себестоимость добычи из монтажного слоя с учетом монтажа и под гибким перекрытием;  $P_{\text{мс}}$ ,  $P_{\text{zn}}$  - производительность труда забойного рабочего по монтажному слою и под гибким перекрытием.

Одной из целей исследований технологии добычи руды под перекрытием являлось установление связи параметров буровзрывных и доставочных работ [6]. Отбойка вееров осуществлялась скважинами по 3 веера в секции. Коэффициент сближения между скважинами был увеличен до 2-2,7 при шахматном расположении скважин в смежных веерах и применении короткозамедленного взрывания.

Рациональные параметры буровзрывных работ устанавливались путем экспериментов одновременно в трех буровых ортах при постоянной высоте подэтажа и ширине панели. Переменными факторами были: расстояние между веерами скважин (ЛНС) 0,8; 1,0; 1,2; 1,5 м; расстояние между концами скважин ( $a$ ) - 1,5; 1,8; 2,1 м при диаметре скважин 52 мм.

*Експеримент 1:*  $a=1,5$  м; ЛНС=0,8; 1,0; 1,2 1,5 м.  
*Експеримент 2:*  $a=1,8$  м; ЛНС=0,8; 1,0; 1,2; 1,5 м.  
*Експеримент 3:*  $a=2,1$  м; ЛНС=0,8; 1,0; 1,2; 1,5 м.

В ходе экспериментальных исследований параметров БВР пробурено и взорвано около 2,8 тыс. метров скважин, отбито около 4000 м<sup>3</sup> руды. Коэффициент заполнения скважин - 0,7. Качество дробления определялось путем обмера фракций в забое и на грохотах.

*Експеримент 1:*  $a=1,5$  м; ЛНС=0,8; 1,0; 1,2; 1,5 м.

В ходе отбойки около 1300 м<sup>3</sup> руды удельный расход ВВ изменялся от 1,92 до 1,02 кг/м<sup>3</sup>, а выход негабарита соответственно от 3,6 до 15,3 %, что снизило производительность доставки в 2,8 раза.

Максимальная производительность забойного рабочего 13,2 м<sup>3</sup>/чел.см достигнута при ЛНС=1,2 м. Удельный расход ВВ составил 1,26 кг/м<sup>3</sup>, выход негабарита - 8,6 %.

*Експеримент 2:*  $a=1,8$  м; ЛНС=0,8; 1,0; 1,2; 1,5 м.

Расстояние между концами скважин 1,8 м, значение ЛНС то же. Отбито 1200 м<sup>3</sup> руды. Удельный расход ВВ изменился от 1,62 до 0,9 кг/м<sup>3</sup>.

Производительность бурения увеличилась на 20%. Выход негабарита изменялся от 4% при ЛНС=0,8 м до 16,3% при ЛНС=1,5 м. Производительность труда забойного рабочего изменилась от 11,2 м<sup>3</sup>/чел.см до 13,9 м<sup>3</sup>/чел.см.

Максимальная производительность труда забойного рабочего достигнута при ЛНС=1,0, минимальная при ЛНС=1,5 м. При ЛНС=1,0, несмотря на увеличение выхода негабарита до 6,6 % против 4 % при ЛНС=0,8 м и уменьшение производительности доставки на 27 % производительность труда забойного рабочего увеличилась до 13,9 м<sup>3</sup>/чел.см из-за увеличения производительности бурения.

Оптимальными оказались параметры ЛНС=1,0 м; расстояние между концами скважин - 1,8 м; коэффициент сближения зарядов - 1,8; удельный расход ВВ - 1,33 кг/м<sup>3</sup>.

*Експеримент 3:*  $a=2,1$  м; ЛНС=0,8; 1,0; 1,2; 1,5 м.

Удельный расход ВВ, в зависимости от объема отбойки, изменялся от 1,57 до 0,85 кг/м<sup>3</sup>, выход руды с 1 м скважины от 1,19 до 2,23 м<sup>3</sup>/м.

Выход негабарита при ЛНС=0,8 составил 5,4 %, а при ЛНС=1,5 увеличился до 20,3 %.

Производительность труда забойного рабочего изменялась от 8,3 м<sup>3</sup>/чел.см при ЛНС=1,5 м до 14,2 м<sup>3</sup>/чел.см при ЛНС=1,0 м.

Максимальная производительность труда забойного рабочего 14,2 м<sup>3</sup>/чел.см достигнута при параметрах: расстояние между концами скважин - 2,1 м; коэффициент сближения зарядов - 2,1; удельный расход ВВ - 1,26 кг/м<sup>3</sup>.

Рациональными параметрами отбойки руды под гибким перекрытием, позволяющими снизить выход негабарита и повысить производительность труда забойного рабочего, являются: ЛНС=1,0 м; расстояние между концами скважин - 2,1 м; коэффициент сближения между зарядами - 2,1; удельный расход ВВ - 1,26 кг/м<sup>3</sup>; диаметр скважин - 52 мм.

При применении этих параметров буровзрывных работ производительность труда забойного рабочего достигала 14 м<sup>3</sup>/чел.см.

Результаты исследований подтверждаются исследованиями специалистов (7-12).

Эффективность использования гибких металлических перекрытий определяется предотвращением возможного ущерба объектам и субъектам жизнедеятельности (13-18).

**Выводы исследований.** 1. При использовании систем разработки с обрушением руд разделение отбиваемых руд и налегающих пород гибкими металлическими перекрытиями являет-

ся реальной возможностью гармоничного объединения экономических, технологических и экологических критериев к технологии добычи руд.

2. Применение рекомендуемых параметров буровзрывных работ позволяет снизить выход негабарита, что сокращает время работы с отбитой рудой и предотвращает вынос агрессивной для окружающей среды рудной мелочи при обогащении.

3. Повышение производительности труда рабочих сокращает время негативного воздействия горных работ на объекты жизнедеятельности в окрестностях горного предприятия.

4. Наибольший положительный эффект достигается при использовании системы разработки с гибкими металлическими перекрытиями в сочетании с самоходным погрузочно-доставочным оборудованием и выемке наклонной части монтажного слоя с магазинированием руды.

5. Для широкого применения рекомендуется конструкция перекрытия из равнопрочных несущих элементов.

6. Перспективы развития исследуемого направления связаны с уменьшением трудоемкости и материалоемкости перекрытий при обеспечении их надежности за счет применения новых материалов.

#### *Список литературы*

1. **Голик В.И.** Природоохранные технологии разработки рудных месторождений.– М.: Инфра – М. –2014. –190 с.
2. **Голик В.И., Комашенко В.И.** Природоохранные технологии управления состоянием массива на геомеханической основе. – М.:КДУ, 2010. –556 с.
3. **Голик В.И., Брюховецкий О. С., Габараев О. З.** Технологии освоения месторождений урановых руд. – М.: МГИУ. –2007. –131 с.
4. **Голик В.И., Разоренов Ю.И., Куликов М.М.** Экономика и менеджмент горной промышленности.– Ново-черкасск: Политехник. – 2010. – 251 с.
5. **Бубнов В.К., Голик В.И., Капканщиков А.М., Воробьев А.Е., Хадонов З.М., Поляцкий И.В., Руденко Н.К., Югай А.В., Габараев О.З., Чекушина Т.В.** Актуальные вопросы добычи цветных, редких и благородных металлов. Монография. – Акмола: Жана-Арка, 1995. – 601 с.
6. **Бубнов В.К., Спирин Э.К., Капканщиков А.М., Голик В.И., Смирнов Ю.Н., Воробьев А.Е., Сытников А.М., Евсеев Л.И., Пикульский В.И., Заборцев С.П., Руденко Н.К., Береза В.М., Шамонин В. А.** Теория и практика добычи полезных ископаемых для комбинированных способов выщелачивания. Монография. - Акмола: Жана-Арка, 1992. – 545 с.
7. **Golik V., Komashchenko V., Morkun V.** Geomechanical terms of use of the mill tailings for preparation//Metallurgical and Mining Industry, 2015. – № 4. –P. 321-324.
8. **Golik V., Komashchenko V., Morkun V., Zaalishvili V.** Enhancement of lost ore production efficiency by usage of canopies//Metallurgical and Mining Industry, 2015. – № 4. – P.325– 329.
9. **Golik V., Komashchenko V., Morkun V., Burdzieva O.** Modelling of rock massifs tension at underground ore mining//Metallurgical and Mining Industry, 2015. – № 8. P. 540–543.
10. **Akande J. M., Lawal A. I.** Optimization of Blasting Parameters Using Regression Models in Ratcon and NSCE Granite Quarries// Ibadan, Oyo State, Nigeria. Geomaterials. – 2013. – Vol. 3. – № 1. – P. 28–37.
11. **He Man-chao, Xie He-ping, Peng Su-ping,** et al. Study on rock mechanics in deep mining engineering // Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2005. – № 16. – P. 2804–2813.
12. **Gattinoni P., Pizzarotti E. M., Scesi L.** Engineering Geology for Underground Works. Springer, 2014. – 312 p.
13. **Golik V. I., Hasheva Z. M.** Economical Efficiency of Utilization of Allied Mining Enterprises Waste// Medwell Journals, The Social Sciences, 2015. №10 (5). – P. 682-686.
14. **Golik V., Doolin A., Komissarova M., Doolin R.** Evaluating the Effectiveness of Utilization of Mining Waste // Medwell Journals, International Business Management, 2015. - № 9 (5). –P. 1993–5250.
15. **Freeman A. M., Herriges J. A., Kling C. L.** The measurement of environmental and resource values. Theory and methods. – New York, USA: RFF Press, 2014. P.325.

Рукопись поступила в редакцию 31.03.16