

ОРИГИНАЛЬНЫЕ СТАТЬИ / ORIGINAL PAPERS

DOI: 10.17073/2500-0632-2019-1-4-15

Исследование параметров экскаваторных забоев при массовых взрывах в карьерах Мурунтау и Мютенбай

Раимжанов Б. Р., Хасанов А. Р., Вахитов Р. Р.

Государственное унитарное предприятие Узбекский научно-исследовательский и проектно-
изыскательский институт геотехнологии и цветной металлургии «O'zGEORANGMETLITI»,
Ташкент, Узбекистан, ✉b.raimjanov@mail.ru

Аннотация: В статье приводятся технологические схемы обработки приконтурных зон на основе анализа результатов исследований по потерям руды при открытой разработке месторождений и результаты проведения натурных замеров в экскаваторных забоях карьеров Мурунтау и Мютенбай. В ходе проведения натурных замеров определены параметры экскаваторных забоев на карьерах Мурунтау и Мютенбай при следующих условиях работы экскаватора: полным уступом с высотой развала 19–21 м; полным уступом с высотой развала 12–14 м при отгрузке «шапки взрыва»; проходке и подборе съезда. Во всех вышеперечисленных экскаваторных забоях произведены замеры углов откоса и высоты развала при экскаваторной выемке рудной массы. Также учитывался применяемый тип экскаватора – канатный или гидравлический. По каждому забою производились 2–3 замера и определялся средний угол откоса при экскаваторной выемке рудной массы для данного типа экскаватора. На следующем этапе проведения натурных замеров измерялись высота уступа в массиве и параметры развала до и после производства взрывных работ при следующих схемах рудоподготовки массива к экскавации: а) в нормальных условиях, когда взрывание рудного массива производится на подобранный забой или подпорную стенку требуемой толщины; б) в зажатой среде с образованием «шапки взрыва»; в) в краевых частях уступа. По результатам проведения натурных замеров фактических углов откоса и параметров развала взорванных пород сделаны следующие выводы: а) фактические углы откосов экскаваторных забоев составили при отгрузке шапки взрыва 49° при применении канатных экскаваторов, а при выемке рудной массы полным уступом 53° независимо от типа применяемого экскаватора; углы откоса экскаваторного забоя 49° для канатного экскаватора и 53° для гидравлических экскаваторов приняты для производства дальнейших расчетов; б) увеличилась ширина приконтурной зоны с 7 до 13,0 м (49°) и с 7 до 11,3 м (53°), где образуются потери и разубоживание балансовой руды, вследствие этого увеличились площади треугольников потерь и разубоживания; в) при взрывании в зажатой среде в верхней части развала происходит интенсивное перемешивание прихватываемой породы и всех сортов руды, поэтому при отгрузке шапки взрыва возможна только валовая выемка рудной массы. Нижняя часть взорванного уступа больше сохранит геологическую структуру массива и может быть отработана селективно с разделением рудной массы по сортам; г) при взрывании массива для соблюдения требуемого направления импульса и очередности взрывания в контур отбойки включаются безрудные скважины, которые увеличивают разубоживание балансовой руды, возникает конструктивное разубоживание, которое необходимо учесть при составлении «Методики определения, нормирования и учета потерь и разубоживания руды при разработке карьеров Мурунтау и Мютенбай (V-очередь)»; д) при составлении «Методики...» следует рассмотреть возможность разделения уступа высотой 15 м на два подступа по 7,5 м.

Ключевые слова: экскаватор, забой, взрыв, карьер, замер, уступ, руда, канатный, гидравлический, откос.

Для цитирования: Раимжанов Б. Р., Хасанов А. Р., Вахитов Р. Р. Исследование параметров экскаваторных забоев при массовых взрывах в карьерах Мурунтау и Мютенбай. *Горные науки и технологии*. 2019;4(1):4-15. DOI: 10.17073/2500-0632-2019-1-4-15.

The Study of Parameters of Quarry Faces in Muruntau and Myutenbai Open Pits in Case of Applying Major Blasts

B. R. Raimzhanov, A. R. Khasanov, R. R. Vakhitov

State Unitary Enterprise "O'zGEORANGMETLITI", Tashkent, Uzbekistan,

✉ b.raimjanov@mail.ru

Abstract: The paper presents process layouts for excavation of zones near pit envelope based on the analysis of findings of the ore loss study in case of open-pit mining, as well as the results of field measurements in the quarry faces in Muruntau and Myutenbai open pits. In the course of the field measurements, parameters of the quarry faces at Muruntau and Myutenbai open pits were determined under the following working conditions of an excavator: at full bench with shotpile height of 19–21 m; at full bench with shotpile height of 12–14 m at excavation of the “blast cap”; at heading face and taking ramp material. In all the above-listed quarry faces, the slope angles and the ore mass shotpile height when excavating were measured. Besides, the used excavator type (dragline or hydraulic) was taken into account. For each face, 2–3 measurements were performed, and the average slope angle at the ore mass excavation was determined for each type of excavator. At the next stage of the field measurements, the bench height in the rock mass and the shotpile parameters were measured before and after blasting operations under the following arrangements for preparing the rock mass for excavation: a) under normal conditions, when the ore mass blasting is performed for the selected face or relieving wall of the required thickness; b) in compression with a “blast cap” formation; c) in the marginal parts of the bench. Based on the results of the actual bench height and the blasted rock shotpile parameter field measurements, the following conclusions were drawn: a) the actual slope angles of the quarry faces were 49° when excavating the “blast cap” using dragline excavators, and 53° when excavating the ore mass at full bench regardless of the excavator type used; the slope angles of 49° for the dragline excavator and 53° for the hydraulic excavators were taken for further calculations; b) the width of the marginal (near-envelope) zone, where losses and dilution of balance ore are generated, increased from 7 to 13.0 m (at 49°) and from 7 to 11.3 m (at 53°); as a result, the areas of loss and dilution triangles have increased; c) when blasting in compression conditions, in the upper part of the shotpile, intense mixing of the involved rock and all ore grades occurs, therefore, when excavating the “blast cap”, bulk ore mass mining is only possible. The lower part of the blasted bench preserves the geological structure of the rock mass to a greater degree and can be selectively excavated with separation of the ore mass by grade; d) when blasting the rock mass, to maintain the required pulse direction and the blasting sequence, barren boreholes are included in the breaking outline, which increase the balance ore dilution, and structural dilution arises, which should be taken into account when drawing up the "Methods for determining, limitation and accounting for ore losses and dilution in the course of the Muruntau and Myutenbai (the fifth stage) open-pit mining"; e) when compiling the "Methods ...", the option of dividing a bench of 15 m high into two sub-benches of 7.5 m should be considered.

Keywords: excavator, face, blast, open pit, measurement, bench, ore, dragline, hydraulic, slope.

For citation: Raimzhanov B. R., Khasanov A. R., Vakhitov R. R. The study of parameters of quarry faces in Muruntau and Myutenbai open pits in case of applying major blasts. *Mining Science and Technology*. 2019;4(1):4-15. (In Russ.). DOI: 10.17073/2500-0632-2019-1-4-15.

Для повышения эффективного освоения золоторудных месторождений открытым способом актуальной задачей горнодобывающего предприятия при добыче золотосодержащей руды являются – определение, контроль, нормирование и учет за величинами потерь и разубоживания руды, параметров экскаваторных забоев.

Ранее проведенные исследования по данной тематике отечественных и зарубеж-

ных ученых были посвящены экскаваторам с малой емкостью ковша. Интересные производственные данные приведены в работе Б. П. Юматова. Исследование изменения потерь и разубоживания руды авторами проводилось в зависимости от числа рядов скважин. На основании проведенных замеров в условиях Сорского месторождения отмечено, что при многорядном КЗВ потери увеличились в 6 раз, а разубоживание – в 3 раза по

сравнению с однорядным взрыванием. Эти дефекты многорядного взрывания авторы объясняют индивидуальными особенностями геолого-морфологического строения Сорского штокверка и несовершенством буровзрывных работ.

На самом деле они являются результатом того, что контуры рудных тел в развале не были известны, и поэтому экскавация взорванной горной массы осуществлялась «вслепую». В этой работе правильно отмечается, что использование метода инструментального выноса промышленных и непромышленных участков по развалу многорядного блока возможно лишь при точном учете степени трансформации рудных участков блока в процессе взрыва. В то же время возможность реализации такой операции при современной технологии буровзрывных работ ставится под сомнение.

Попытка теоретического определения размещения отдельных слоев уступа в развале предпринималась Г. Г. Ломоносовым. Им предложен алгоритм прогнозирования параметров развала, созданный на основе законов внешней баллистики. Суть алгоритма заключается в том, что на основе величины начальной скорости движения породы, используя законы внешней баллистики, можно определить траектории движения точек, расположенных на внешнем контуре разрушаемого уступа, что позволяет определить характер распределения пород из массива в развале горной массы.

В ходе разработки «Методики определения, нормирования и учета потерь и разубоживания руды при разработке карьеров Мурунтау и Мютенбай (V-очередь)» для рудника «М», Центрального рудоуправления Навоийского горно-металлургического комбината уточнялись и определялись исходные данные.

Технологические схемы отработки приконтурных зон

На основе анализа результатов исследований по потерям руды при открытой разра-

ботке месторождений установлено, что контактная зона представлена сложной формой поверхности контакта руда-порода, а в отдельных случаях может не иметь выделяемой поверхности контакта. Возможно выделение некоторого объема горной массы, расположенного в переходной зоне от балансовой руды к забалансовой или от одного сорта руды к другому. В зависимости от угла падения залежи и высоты добычного уступа контактная зона может иметь различную ширину.

Размер контактной зоны в плане и в поперечном направлении зависит от ряда факторов:

- содержания полезных компонентов в контактной зоне;
- угла падения рудного тела в контактной зоне;
- высоты рабочего уступа;
- визуальной различимости руды и породы.

Отработка контактных зон может осуществляться продольными или поперечными заходками. Выбор типа заходки зависит от следующих факторов:

- криволинейности линии контактной зоны в плане;
- степени визуальной различимости руды и породы в контактной зоне;
- степени криволинейности плоскости контакта «руда-порода» в вертикальных сечениях;
- параметров рудных тел – простираание, мощность, угол падения.

Чем менее криволинейна линия контактной зоны в плане и чем больше ее протяженность, тем целесообразнее селективная отработка контактной зоны, так как в данном случае экскаваторная заходка почти не меняет своего направления. Выбор продольной или поперечной схем отработки контактных зон осуществляется на основе требований к качеству добываемого сырья. Продольную схему отработки следует выбирать при условиях большой протяженности контактной зо-

ны без изменения направления, поперечную – при наличии сильно искривленной и изменчивой по направлению линии контактной зоны в плане.

В настоящее время при использовании блочной модели подсчета запасов в контуре разрабатываемого уступа, который считается выемочной единицей, выделяются следующие сорта руды:

– три сорта богатой руды, располагаемых в центральной части разрабатываемой рудной залежи (ядро залежи), а именно:

а) балансовая руда с содержанием металла свыше 4,0 усл. ед;

б) балансовая руда с содержанием металла от 2,0 до 4,0 усл. ед;

в) балансовая руда с содержанием металла от 1,50 до 2,0 усл. ед;

– балансовая руда с содержанием металла от 1,0 до 1,50 усл. ед;

– балансовая руда с содержанием металла от 0,50 до 1,0 усл. ед;

– забалансовая руда с содержанием от 0,40 до 0,50 усл. ед;

– порода – минеральная масса с содержанием ниже 0,40 усл. ед.

Для составления сортовых планов экскаваторной выемки в пределах разрабатываемого уступа при текущем планировании три сорта балансовой руды (а, б, в) из-за малого объема обычно объединяются в один сорт балансовой руды с содержанием металла свыше 1,50 усл. ед, который добывается селективно, складывается в отдельный рудный склад секционного типа и служит для шихтовки более бедных сортов руды, отправляемых на переработку на ГМЗ-2. Это позволяет стабилизировать содержание металла в товарной руде, направляемой на переработку, и обеспечивает постоянство производства конечной продукции.

Анализ параметров экскаваторной выемки руды в контактных зонах произведен по следующим сортам руды:

– балансовая руда с содержанием металла свыше 1,50 усл. ед. (обозначается Б – «Богатая»);

– балансовая руда с содержанием металла от 1,0 до 1,50 усл. ед. (обозначается С – «Средняя»);

– балансовая руда с содержанием металла от 0,50 до 1,0 усл. ед. (обозначается б – «бедная»);

– забалансовая руда с содержанием металла от 0,40 до 0,50 усл. ед. (обозначается З – «Забалансовая»);

– порода с содержанием металла менее 0,40 усл. ед. (обозначается П – «Порода»).

Представленное разделение рудной массы по сортам соответствует утвержденным кондициям на разработку месторождений Мурунтау и Мютенбай в контурах V-очереди.

Анализ контактных зон «руда – вмещающие породы» по месторождениям «Мурунтау» и «Мютенбай» позволил составить классификацию их проявления.

Представленное разделение рудной массы по сортам соответствует утвержденным кондициям на разработку месторождений Мурунтау и Мютенбай в контурах V-очереди.

Анализ контактных зон «руда – вмещающие породы» по месторождениям «Мурунтау» и «Мютенбай» позволил составить классификацию их проявления.

Приведенная классификация охватывает особенности геологического строения контактной зоны, качественные характеристики вмещающих пород, сорта руд и пород, содержание полезного компонента по отношению к горнотехническим параметрам ведения горных работ (согласное или несогласное падение контактной зоны, линии откоса уступа и фронта работ, угол падения контакта) (рис. 1).

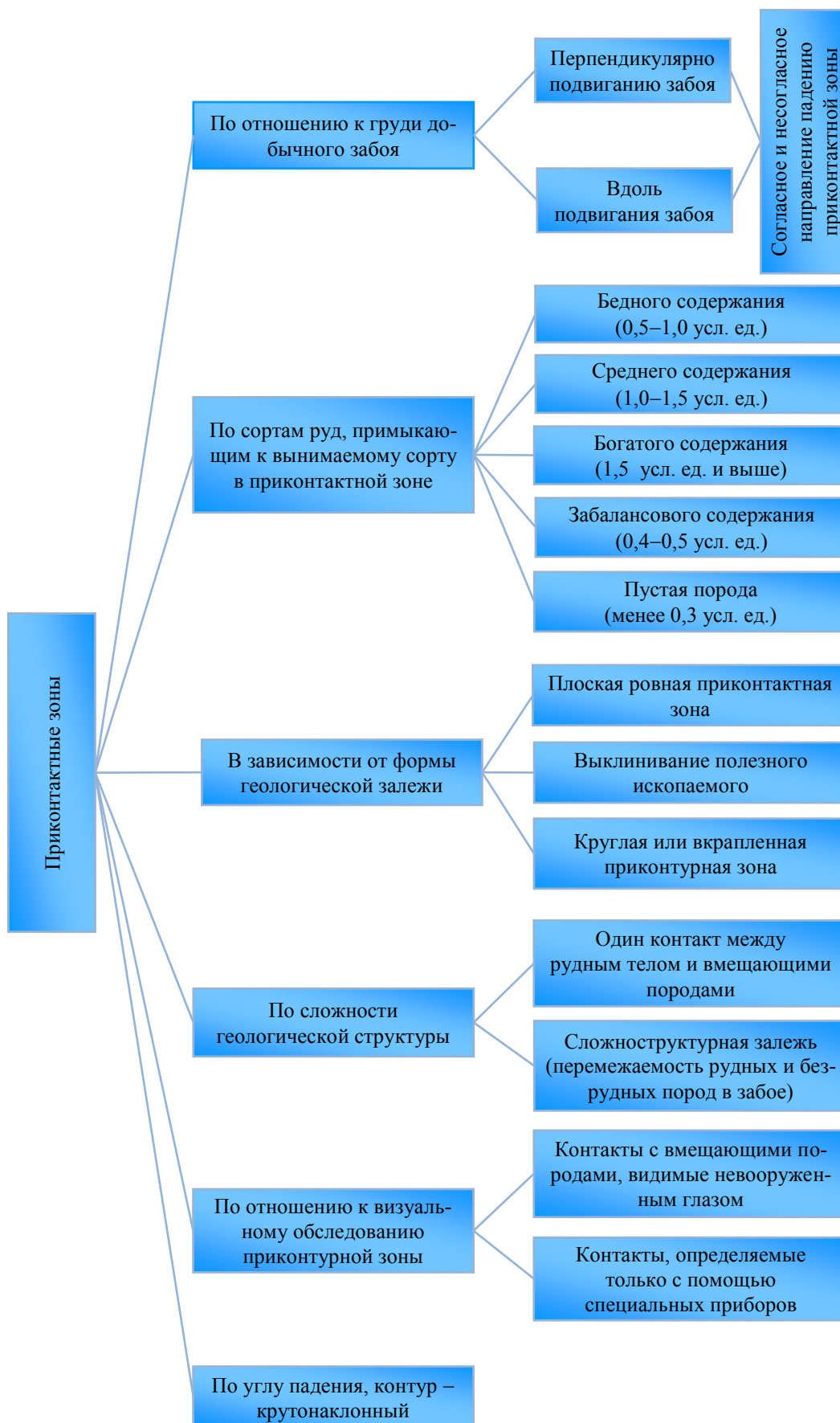


Рис. 1. Классификация контактных зон

Fig. 1. Classification of contact zones

Для проведения анализа отобраны основные типы контактных зон на сортовых планах, представленных специалистами Навоийского ГМК. Исследуемые контактные зоны являются границами между сортами руд, выемка которых производится селективно по вынесенным ориентирам. Предусматривается совместная отработка всех сортов руды и породы с сохранением структуры массива. Граница между сортами руды и породы принята вертикальной в пределах вынимаемого уступа.

В этом случае забой в вертикальном сечении можно условно разделить на правую и левую части с соответственно рудой одного сорта и рудой другого сорта, рудой одного сорта и породой, или наоборот, в зависимости от направления экскаваторной выемки. Содержание металла в горной массе приконтактной зоны принято среднее для вынимаемого сорта руды и, соответственно, среднее содержание металла в сорте, граничащем и примешиваемом к вынимаемому сорту руды.

Граничное содержание на контакте между сортами руды или породы принято равным бортовым содержаниям для разделения сортов руды и породы. Ширина приконтактной зоны, где происходит перемешивание различных сортов руды и породы, определялось графоаналитическим способом в зависимости от угла откоса при экскаваторной выемке взорванного массива. Угол откоса принят максимальным как для поперечной, так и для продольной заходки – 49 и 53°. Ширина контактной зоны в границах: от $\Pi = 0$, $P = \max$ до $\Pi = \max$, $P = 0$ составила до 13,0 м (рис. 2).

Соотношение протяженности интервалов сортов руды на выемочном контуре определялось исходя из равенства содержания металла на границе выемочного контура $C_{вк}$, принятого содержания для разделения руд на сорта при подсчете запасов $C_{бс}$. Значение $C_{бс}$ принято по существующему разделению руды на сорта при планировании добычи в карьере.

В этом случае длина рудного и породного интервалов на границе между сортами руд при выемке определяется из равенства:

$$\begin{aligned}
 H \cdot C_{бс} &= h_p \cdot C_p + h_n \cdot C_n, \\
 h_p &= \frac{H \cdot (C_{бс} - C_n)}{(C_p - C_n)}, \\
 h_n &= H - h_p,
 \end{aligned} \quad (1)$$

где H – высота вынимаемого слоя на границе между отдельно вынимаемыми сортами руды; h_p – длина интервала вынимаемого сорта в забое или рудного интервала на границе руды с породой; h_n – длина породного интервала в забое на границе с вынимаемым сортом руды или породного интервала на границе руды с породой; C_p – содержание золота в руде на выемочном контуре (при нормировании среднее содержание золота для вынимаемого сорта); C_n – содержание золота в примешиваемой горной массе (при нормировании среднее содержание в сорте, граничащем с вынимаемым сортом руды); $C_{бс}$ – граничное (бортовое) содержание для разделения сортов руды, руды и породы.

На рис. 2: L – длина элементарного рудного блока или длина линии отгрузки при нескольких гранях отгрузки, м; S_p – площадь треугольника потерь руды в элементарном рудном блоке, м; S_n – площадь треугольника примешивания соседнего сорта руды или разубоживания породой элементарного рудного блока, м; α – угол, при котором начинает подрабатываться верхний контур взорванной горной массы при черпании ковшом экскаватора по подошве уступа (определяется экспериментально), град.; $C_{бс}$ – граничное (бортовое) содержание для разделения сортов руды, руды и породы, усл. ед; C_n – содержание золота в разубоживающей горной массе, усл. ед; C_p – содержание золота в элементарном рудном блоке, усл. ед; $l\Delta$ – ширина приконтурной зоны, м; Δ_p – расстояние до установки флажка-указателя границы горной массы, отгружаемой как руда, м.

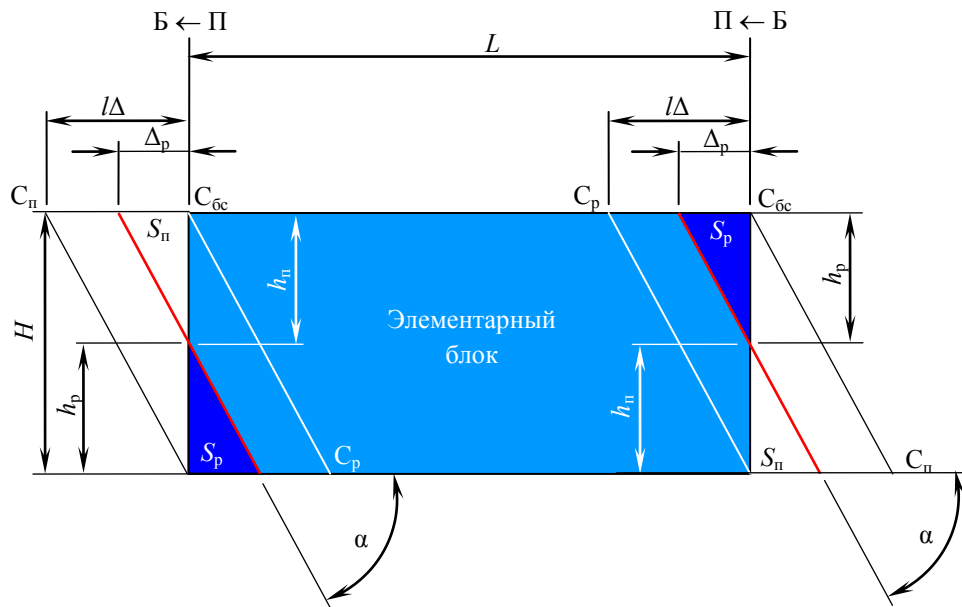


Рис. 2. Схема образования потерь и разубоживания в откосах уступа при входе в руду и выходе забоя экскаватора из руды

Fig. 2. Schematic of losses and dilution generation in bench slopes when scooping blasted ore mass:

L – the length of an elementary ore block or the length of the loading line at several sides of loading, m; S_p – the area of an ore loss triangle in an elementary ore block, m^2 ; S_n – the area of a triangle of admixing the neighboring ore grade or dilution by a rock for an elementary ore block, m^2 ; α – the angle at which the upper contour of the blasted rock mass begins to be undermined when scooping along the bench bottom (to be determined experimentally), degrees; $C_{бс}$ – cut-off grade of gold for the separation of grades of ore, ore and rock, conditional units; $C_п$ – gold grade in the diluting rock mass, conditional units; C_p – gold grade in the elementary ore block, conditional units; $l\Delta$ – width of the border zone, m; Δ_p – the distance to the flag-indicator to be installed for indicating the boundary of the rock mass loaded as ore, m)

В рамках проведения анализа рассмотрены различные варианты селективной выемки руды в контактных зонах различных сортов руды в зависимости от направления экскаваторной выемки.

Принято: при выемке руды от более богатой в сторону более бедной отступить от контакта на величину треугольника потерь, при направлении выемки от бедной к более богатой – на величину треугольника разубоживания.

Углы откоса экскаваторных заходок приняты на основании проведенных натуральных замеров на карьерах Мурунтау и Мютенбай и составляют для канатных экскаваторов 49° , для гидравлических 53° .

Результаты проведения натуральных замеров в экскаваторных забоях карьеров Мурунтау и Мютенбай

Произведены замеры параметров экскаваторных забоев на карьерах Мурунтау и Мютенбай при следующих условиях работы экскаватора:

- полным уступом с высотой развала 19–21 м;
- полным уступом с высотой развала 12–14 м при отгрузке «шапки взрыва»;
- проходке и подборе съезда.

Во всех вышеперечисленных экскаваторных забоях произведены замеры углов откоса и высоты развала при экскаваторной выемке рудной массы. Также учитывался применяемый тип экскаватора – канатный или гидравлический. По каждому забою производились 2–3 замера и определялся средний угол откоса при экскаваторной выемке рудной массы для данного типа экскаватора.

Результаты определения углов откоса экскаваторных забоев приведены в табл. 1.

На следующем этапе проведения натуральных замеров измерялись высота уступа в массиве и параметры развала до и после производства взрывных работ при следующих схемах рудоподготовки массива к экскавации:

– в нормальных условиях, когда взрывание рудного массива производится на подобранный забой или подпорную стенку требуемой толщины;

– в зажатой среде с образованием «шапки взрыва»;

– в краевых частях уступа.

На следующем этапе проведения натуральных замеров измерялись высота уступа в массиве и параметры развала до и после произ-

водства взрывных работ при следующих схемах рудоподготовки массива к экскавации:

– в нормальных условиях, когда взрывание рудного массива производится на подобранный забой или подпорную стенку требуемой толщины;

– в зажатой среде с образованием «шапки взрыва»;

– в краевых частях уступа.

Таблица 1

Углы откоса экскаваторных забоев

Slope angles of quarry faces

Тип экскаватора	Вид работ	Угол откоса, град.		
		от	до	средний
Карьер Мурунтау				
ЭГ №12	Полным уступом	52	55	53
Карьер Мютенбай				
ЭКГ №77	Отгрузка «шапки взрыва»	45	50	49
ЭКГ №60	Полным уступом	52	55	53
ЭГ №14	Проходка съезда	47	51 (подбор съезда)	–

Таблица 2

Результаты проведения натуральных замеров параметров развала

The results of the field measurements of the blasted rock shotpile parameters

Горизонт	Высота уступа, м	Применяемая технология взрывных работ	Высота взорванного уступа, м		
			от	до	средняя
Карьер Мурунтау					
+330	15	С образованием «шапки» взрыва	17	30,8	24,0
+135	15	С образованием «шапки» взрыва в краевых частях	16	19,0	17,0
Карьер Мютенбай					
+315	15	С образованием «шапки» взрыва	23	26,8	25,5
+315 (блок 1)	10	В зажатой среде	15	27,3	21,2
+315 (блок 2)	10	В зажатой среде	16,5	26,3	20,9
+300	15	На подобранный забой	13,8	22,0	17,2

На карьерах рудника «М» принята порядная схема расположения взрывных скважин по сетке 5,6×5,6 м, бурение скважин в пределах обрабатываемого уступа производится по буровому проекту, скважины, расположенные в контуре рудной залежи, являются эксплуатационно-разведочными, в которых через каждые 5 м производится отбор бурового шлама. В отобранных пробах бурового шлама в лаборатории определяется со-

держание металла и устанавливается среднее содержание металла в ячейке блочной модели, привязанной к данной скважине.

Для каждого конкретного блока составляется Проект зарядания скважинных зарядов, в котором указывается схема монтажа взрывной сети, обеспечивающая требуемое направление прохождения инициирующего импульса и очередность взрывания скважинных зарядов.

В соответствии с конкретными горно-техническими условиями и параметрами используемого выемочного оборудования различают следующие виды образования развала горной массы взорванного блока:

– нормальные условия, когда высота развала соответствует высоте черпания применяемого экскаватора;

– с образованием «шапки» взрыва по оси развала;

– с образованием «шапки» взрыва у борта уступа – применяется в краевых частях.

При проведении натуральных замеров определялись отметки массива до взрыва и после проведения взрывных работ, после чего определялась высота образовавшегося развала.

Результаты проведения натуральных замеров параметров развала приведены в табл. 2.

Заключение

По результатам проведения натуральных замеров фактических углов откоса и параметров развала взорванных пород можно сделать следующие выводы:

– фактические углы откосов экскаваторных забоев составили следующие значения:

– при отгрузке «шапки взрыва» и применении канатных экскаваторов – 49°;

– при выемке рудной массы полным уступом – 53°, независимо от типа применяемого экскаватора;

– углы откоса экскаваторного забоя – 49° для канатного экскаватора и 53° для гидравлических экскаваторов – приняты для производства дальнейших расчетов;

– необходимо отметить, что фактические углы откосов экскаваторных забоев ниже углов откосов, принятых в используемой рудником методике расчета, где угол откоса составляет 70–75°;

Библиографический список

1. План развития горных работ по месторождениям Мурунтау и Мютенбай на 2018 год; ЦРУ, ГП НГМК – 2018.
2. Техничко-экономическое обоснование (ТЭО) «Отработка карьера Мурунтау (V-очередь)».

– увеличилась ширина приконтурной зоны с 7 до 13,0 м (49°) и с 7 до 11,3 м (53°), где образуются потери и разубоживание балансовой руды, вследствие этого увеличилась площадь треугольников потерь и разубоживания;

– высота развала взорванных пород при взрывании на подпорную стенку или подобранный забой не превышает высоты черпания применяемых экскаваторов;

– при взрывании в зажатой среде с образованием «шапки взрыва» высота развала взорванных пород превышает высоту черпания экскаваторов, это обстоятельство ограничивает область применения гидравлических экскаваторов;

– при взрывании в краевых частях уступа направление отбойки горной массы и образование развала происходит у борта уступа;

– при взрывании в зажатой среде в верхней части развала происходит интенсивное перемешивание прихватываемой породы и всех сортов руды, поэтому при отгрузке «шапки взрыва» возможна только валовая выемка рудной массы. Нижняя часть взорванного уступа больше сохраняет геологическую структуру массива и может быть отработана селективно с разделением рудной массы по сортам;

– при составлении «Методики...» следует рассмотреть возможность разделения уступа высотой 15 м на два подуста по 7,5 м;

– при взрывании массива для соблюдения требуемого направления импульса и очередности взрывания в контур отбойки включаются безрудные скважины, которые увеличивают разубоживание балансовой руды, возникает конструктивное разубоживание, которое необходимо учесть при составлении «Методики...».

3. Геологические планы горизонтов с нанесением фактических контуров рудных тел (Характерные сортовые планы экскаваторных забоев) карьеров Мурунтау и Мютенбай.
4. Фактические материалы рудника Мурунтау, присланные по запросу: Параметры экскаваторных забоев. Буровые проекты по месторождению Мурунтау и Мютенбай. Типовые проекты буровзрывных работ на карьерах.
5. Временная инструкция по геологическому обслуживанию горно-эксплуатационных работ, производимых открытым способом на золоторудных месторождениях Мурунтау и Мютенбай. Зарафшан, 2014.
6. Руководящий технический документ «Эксплуатационные нормативы и инструкции по учету потерь, разубоживания руды в условиях открытой разработки месторождений Мурунтау и Кокпатас Навоийского ГМК». Москва-Навои, 1994.
7. Отраслевая инструкция по определению, учету, нормированию и планированию потерь и разубоживания руды при подземной и открытой разработке месторождений радиоактивных, редких и благородных металлов (РД 8-19-92) // Всероссийский проектно-изыскательский и научно-исследовательский институт промышленной технологии «ВНИПИпромтехнологии». М.: 1993.
8. Типовые методические указания по нормированию, по оценке экономических последствий и по определению и учету потерь твердых полезных ископаемых при добыче, утвержденные Госгортехнадзором СССР 28 марта 1972 г. Сборник руководящих материалов по охране недр. М.: Недра, 1973.
9. Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений подземным способом. Ташкент, 1996.
10. Правила технической эксплуатации рудников, приисков и шахт, разрабатывающих месторождения цветных, редких и драгоценных металлов. М.: Недра, 1981.
11. Sinclair A., Blackwell G. Applied Mineral Inventory Estimation, Cambridge University Press, 2002.
12. Canadian Securities Administrators, National Instrument 43-101 Standards of Disclosure for Mineral Projects (NI 43-101), 2012.
13. Gerald D. Crawford Pincock Allen and Holt, Pincock perspectives, Dilution and ore Recovery, issue NO. 60, 2004.
14. Parker H. M. Reconciliation principles for the mining industry .Published by Maney on behalf of the Institute of Materials, Minerals and Metallurgy and the AusIMM, maneypublishing.com, 2012.
15. Pakalnis R., Poulin, R. and Hadjigeorgiou J. Quantifying the Cost of Dilution in Underground Mines, SME Annual Metallurgy and Exploration, Denver, 1995.
16. Scoble M. J., and Moss A. Dilution in underground bulk mining: implications for production management; in Whateley, M. K. G., and P. K., 1994.
17. Beck D. A. Stress influences on rockmass damage and stope stability at GF mine-calibrated model criteria. Consultant report for Xstrata Zinc, George Fisher mine, 2003.
18. Barton N., Lien R., Lunde J. Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support. Rock Mech. 6(4):189-236, 1974.
19. Brady T. M., Pakalnis R., Clark L. Design in weak rock masses: Nevada underground mining operations. SME preprint 05-43. Littleton, CO: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc., 2005.
20. Capes G. W., Grant D. R., Neindorf L. B. George Fisher: sustainable mine design. Paper presented at the Second International Seminar on Strategic Versus Tactical Approaches in Mining (Perth, Australia), 2006.
21. Capes G. W., Milne D. M., Grant D. R. Stope hangingwall design approaches at the Xstrata Zinc, George Fisher mine, North Queensland, Australia. In: Chen G, Huang S, Zhou W, Tinucci J, eds. Proceedings of the 40th U.S. Rock Mechanics Symposium (Anchorage, AK, June 25-29, 2005). Alexandria, VA: American Rock Mechanics Association, 2005.
22. Clark L., Pakalnis R. An empirical design approach for estimating unplanned dilution from open stope hangingwalls and footwalls. Presented at the 99th Canadian Institute of Mining Annual Conference (Vancouver, British Columbia, Canada), 1997.
23. Deere D. U. Technical description of rock cores for engineer-purposes. Rock Mech. Eng.Geol. 1(1), 1964.
24. Forrestal P. J. Mount Isa and Hilton silver-lead- zinc deposits. In: Hughes FE, ed. Geology of the mineral deposits of Australia and Papua New Guinea. AusIMM Monogr 14:927-934, 1990.
25. Grenfell K., Hay don M. Challenges in modelling large complex orebodies at the George Fisher north mine. In: Proceedings of the Sixth International Mining Geology Conference (Darwin, Northern Territory, Australia, August 21-23, 2006), 2006.
26. Hadjigeorgiou J. Memorandum of March 11, 1999, from John Hadjigeorgiou, Laval University, Quebec, Canada: a discussion document on geotechnical rock mass characterisation for Mount Isa, 1999.
27. Miller F., Jacobs D., Potvin Y. Laser measurement of open stope dilution. CIM Bull 85 :Jul-Aug., 1992.

28. Potvin Y. Empirical open-stope design in Canada [Dissertation]. Vancouver, British Columbia, Canada: University of British Columbia, 1988.
29. Yunliang M., Fuying G. and Zhanwu M. Strengthening the Technical Cooperation to Reduce Loss and Dilution Rates, Express Information of Mining Industry, Vol. 17, pp. 34-39., 2000.
30. Chen Y. W. The Calculation and Experience of the Mining Total Loss and Impoverishing Index, Gold Science and Technology, Vol. 6, pp. 21-30, 2002.
31. Wang X. X., Yu H. Optimise Ore Dilute and Loss Rate, Enhance Mine Economic Effectiveness, Mineral Resources and Geology, Vol. 3, pp. 51-58, 2000.

References

1. Life-of-Mine plans for Muruntau and Myutenbai deposits for 2018; TsRU, GP NGMK, 2018. (in Russ.)
2. Feasibility study (TEO) "Muruntau pit mining (V stage)". (in Russ.)
3. Geological level plans presenting actual outlines of ore bodies (Characteristic grade plans for quarry faces) of Muruntau and Myutenbai open pits. (in Russ.)
4. Factual materials of Muruntau mine provided on request: Parameters of quarry faces. Drilling projects for Muruntau and Myutenbai deposits. Typical drilling-and-blasting projects for the open pits. (in Russ.)
5. Temporary instruction on geological support of open-pit mining at Muruntau and Mutenbai gold deposits: Zarafshan, 2014. (in Russ.)
6. Ruling technical document "Operational standards and instructions for accounting losses, dilution of ore in conditions of open-pit mining at Muruntau and Kokpatas deposits of Navoi MMC": Moscow-Navoi, 1994. (in Russ.)
7. Sectoral instruction for calculation, accounting for, rate setting, and planning of ore losses and dilution at underground and open-pit mining of radioactive, rare, and precious metals (RD 8-19-92): All-Russian FEED and R&D establishment for Industrial Technology "VNIPIpromtekhologii", Moscow, 1993. (in Russ.)
8. Typical guidelines for rate setting, assessing the economic consequences, and estimation and accounting for mining losses of minerals, approved by the USSR State Technical Inspection on March 28, 1972: Collection of guidances on subsoil protection, Moscow, Nedra Press, 1973. (in Russ.)
9. Unified safety rules for mining ores, nonmetallics, and placer accumulations: Tashkent, 1996. (in Russ.)
10. Mining rules for open pits, placers and underground mines for nonferrous, rare, and precious metals: Moscow, Nedra Press, 1981. (in Russ.)
11. Sinclair A., Blackwell G. Applied Mineral Inventory Estimation, Cambridge University Press, 2002.
12. Canadian Securities Administrators, National Instrument 43-101 Standards of Disclosure for Mineral Projects (NI 43-101), 2012.
13. Gerald D. Crawford Pincock Allen and Holt, Pincock perspectives, Dilution and ore Recovery, issue NO. 60, 2004.
14. Parker H. M. Reconciliation principles for the mining industry .Published by Maney on behalf of the Institute of Materials, Minerals and Metallurgy and the AusIMM, maneypublishing.com, 2012.
15. Pakalnis R., Poulin, R. and Hadjieorgiou J. Quantifying the Cost of Dilution in Underground Mines, SME Annual Metallurgy and Exploration, Denver, 1995.
16. Scoble M. J., and Moss A. Dilution in underground bulk mining: implications for production management; in Whateley, M. K. G., and P. K., 1994.
17. Beck D. A. Stress influences on rockmass damage and stope stability at GF mine-calibrated model criteria. Consultant report for Xstrata Zinc, George Fisher mine, 2003.
18. Barton N., Lien R., Lunde J. Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support. Rock Mech. 6(4):189-236, 1974.
19. Brady T. M., Pakalnis R., Clark L. Design in weak rock masses: Nevada underground mining operations. SME preprint 05-43. Littleton, CO: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc., 2005.
20. Capes G. W., Grant D. R., Neindorf L. B. George Fisher: sustainable mine design. Paper presented at the Second International Seminar on Strategic Versus Tactical Approaches in Mining (Perth, Australia), 2006.
21. Capes G. W., Milne D. M., Grant D. R. Stope hangingwall design approaches at the Xstrata Zinc, George Fisher mine, North Queensland, Australia. In: Chen G, Huang S, Zhou W, Tinucci J, eds. Proceedings of the 40th U.S. Rock Mechanics Symposium (Anchorage, AK, June 25-29, 2005). Alexandria, VA: American Rock Mechanics Association, 2005.
22. Clark L., Pakalnis R. An empirical design approach for estimating unplanned dilution from open stope hangingwalls and footwalls. Presented at the 99th Canadian Institute of Mining Annual Conference (Vancouver, British Columbia, Canada), 1997.

23. Deere D. U. Technical description of rock cores for engineer-purposes. Rock Mech. Eng.Geol. 1(1), 1964.
24. Forrestal P. J. Mount Isa and Hilton silver-lead- zinc deposits. In: Hughes FE, ed. Geology of the mineral deposits of Australia and Papua New Guinea. AusIMM Monogr 14:927-934, 1990.
25. Grenfell K., Hay don M. Challenges in modelling large complex orebodies at the George Fisher north mine. In: Proceedings of the Sixth International Mining Geology Conference (Darwin, Northern Territory, Australia, August 21-23, 2006), 2006.
26. Hadjigeorgiou J. Memorandum of March 11, 1999, from John Hadjigeorgiou, Laval University, Quebec, Canada: a discussion document on geotechnical rock mass characterisation for Mount Isa, 1999.
27. Miller F., Jacobs D., Potvin Y. Laser measurement of open stope dilution. CIM Bull 85 :Jul-Aug., 1992.
28. Potvin Y. Empirical open-stope design in Canada [Dissertation]. Vancouver, British Columbia, Canada: University of British Columbia, 1988.
29. Yunliang M., Fuying G. and Zhanwu M. Strengthening the Technical Cooperation to Reduce Loss and Dilution Rates, Express Information of Mining Industry, Vol. 17, pp. 34-39., 2000.
30. Chen Y. W. The Calculation and Experience of the Mining Total Loss and Impoverishing Index, Gold Science and Technology, Vol. 6, pp. 21-30, 2002.
31. Wang X. X., Yu H. Optimise Ore Dilute and Loss Rate, Enhance Mine Economic Effectiveness, Mineral Resources and Geology, Vol. 3, pp. 51-58, 2000.

Информация об авторах

Раимжанов Бахадиржан Раимжанович - доктор технических наук, профессор, заместитель директора по науке Государственного унитарного предприятия Узбекский научно-исследовательский и проектно-изыскательский институт геотехнологии и цветной металлургии «O'zGEORANGMETLITI», Ташкент, Узбекистан, b.raimjanov@mail.ru;

Хасанов Алексей Рашидович – начальник научно–исследовательского отдела горных работ науке Государственного унитарного предприятия Узбекский научно-исследовательский и проектно-изыскательский институт геотехнологии и цветной металлургии «O'zGEORANGMETLITI», Ташкент, Узбекистан;

Вахитов Руслан Рамилевич – инженер 1 категории научно–исследовательского отдела горных работ Государственного унитарного предприятия Узбекский научно-исследовательский и проектно-изыскательский институт геотехнологии и цветной металлургии «O'zGEORANGMETLITI», Ташкент, Узбекистан.

Information about the Authors

B. R. Raimjanov – Dr. Sci. (Tech.), Prof., Deputy Director for Science, State Unitary Enterprise "O'zGEORANGMETLITI", Tashkent, Uzbekistan, b.raimjanov@mail.ru;

A. R. Hasanov – Chief of Research Department of Mining Works, State Unitary Enterprise "O'zGEORANGMETLITI", Tashkent, Uzbekistan;

R. R. Vahitov – Eng. of 1st Category of Research Department of Mining Works, State Unitary Enterprise "O'zGEORANGMETLITI", Tashkent, Uzbekistan.