

УДК 622.7

**А.С. КИРНАРСКИЙ**, д-р техн. наук  
(Германия, "Инжиниринг Доберсек ГмБХ")

### **ОПЫТ ЭКСПЛУАТАЦИИ АВТОМАТИЗИРОВАННЫХ ГИДРОЦИКЛОННЫХ УСТАНОВОК В ЗАМКНУТЫХ ЦИКЛАХ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ ПРИ ОБОГАЩЕНИИ МЕДНО-ЦИНКОВЫХ РУД**

#### *Введение*

Автоматизированные гидроциклонные установки в замкнутых циклах измельчения при обогащении медно-цинковой руды в условиях Учалинской обогатительной фабрики применяются с 1999 года. Эффективность гидроклассификации по граничному зерну разделения на стадии рудного измельчения достигла 59%, что позволило уменьшить циркулирующую нагрузку за счет сокращения содержания готового класса  $-0,074$  мм в песках до технологически предельного уровня, в результате чего возросла переработка по фабрике до 200-220 т/час. Дальнейшее увеличение производительности предприятия до 240-250 т/час приводит к снижению содержания готового класса  $-0,074$  мм в сливе гидроциклонов на второй и третьей стадиях измельчения и, как следствие, ухудшается качество медного и цинкового концентратов на стадии флотационного обогащения измельченной руды. Ряд гидроциклонных установок переведены в режим повышенной подачи за счет увеличения частоты вращения рабочего колеса при условии наличия резерва по мощности привода и частотного преобразователя. В противном случае целесообразно заменить некоторые установки на более мощные. Настоящие технологические разработки стали предметом данной статьи.

#### *1. Краткое описание существующей технологии рудоподготовки и обогащения на Учалинской обогатительной фабрике*

На Учалинской обогатительной фабрике перерабатываются медные и медно-цинковые руды Узельгинского месторождения, шахтная и карьерная руда Учалинского месторождения, медно-цинковая руда Талганского и Молодежного месторождений, а также медная руда Султановского месторождения. Очень крепкой является медно-цинковая руда Молодежного месторождения, для которой коэффициент крепости по шкале М.М. Протоdjяконова достигает 13-15. Медно-цинковые руды Учалинского, Узельгинского и Талганского месторождений относятся к категории крепких, так как коэффициент крепости по шкале М.М. Протоdjяконова у них составляет 9-10. Менее прочными являются медные руды Султановского и Узельского месторождений, для которых коэффициент крепости по шкале М.М. Протоdjяконова не превышает 8. Перерабатываемая руда отличается сложным вещественным составом. Медно-цинковые руды верхнего яруса Узельгинского месторождения представлены эмульсионной

вкрапленністю халькопирита в сфалерите и наличием тонкого взаимопрорастания сфалерит – блеклая руда – халькопирит. Руда Талганского месторождения включает медь и цинк в технологически неблагоприятном соотношении 1:1, что усложняет ее обогащение. Но наибольшие проблемы вызывают медно-цинковые руды Узельгинского и Талганского месторождений ввиду присутствия в их составе значительного (до 25%) серицитов. Руда Молодежного месторождения отличается наличием в ней первичных и вторичных медных сульфидов типа халькопирита, блеклой руды, борнита, ковеллина и халькозина, при этом содержание меди в ней периодически преобладает над содержанием цинка, что предопределяет снижение извлечения цинка в цинковый концентрат. Учалинское месторождение сформировано медно-цинковой рудой, минеральный состав которой на 75-78% представлен пиритом и на 4-6% сфалеритом, при этом обилие тонкозернистых включений халькопирита и сфалерита в пирите, а также нерудных минералов типа кварца, кальцита и барита в интерстициях зерен пирита обславливает сложные взаимопрорастания указанных минералов и трудности их раскрытия при измельчении. Что касается руды Султановского месторождения, то ее характерная особенность состоит в значительном количестве серы и серицитов. Так как руда, поступающая на обогащение, имеет значительную крепость и отличается тонкой вкрапленностью ценных минералов, то цикл рудоподготовки включает трехстадиальное дробление, трехстадиальное измельчение с работой мельниц второй и третьей стадий в замкнутом цикле с гидроциклонами.

Крупное дробление исходной руды крупностью – 800 мм осуществляется двумя линиями в открытом цикле в щековых дробилках СМД 118 при степени дробления 2,66. Крупнодробленая руда крупностью – 300 мм ленточными конвейерами подается на конусные дробилки типа КСД-2200 Гр-ВД, где имеет место среднее дробление при степени дробления 3,5. Среднедробленая руда крупностью – 85 мм подвергается контрольному грохочению по граничному зерну 30 мм. Надрешетный продукт инерционных грохотов направляется на мелкое дробление в конусных дробилках типа КМД-2200, размер разгрузочной щели которой согласно технологической карте составляет 5-15, но фактически этот размер достигает 10-20 мм, в результате чего крупность дробленого продукта, поступающего на измельчение вместо нормативных 16% кл. +20 мм достигает 10% кл. +40 мм. Закрупнение дробленого продукта обусловлено сложностью бункерования и разгрузки рудной массы с включениями серицитов из параболических бункеров. Измельчение дробленой руды осуществляется на трех секциях измельчительного отделения главного корпуса. Технические характеристики мельниц рудного цикла приведены в таблице 1.

## Підготовчі процеси збагачення

Таблиця 1

Секция	1 стадия измельчения			2 стадия измельчения			3 стадия измельчения					
	№	$D \times L$ , м	$V$ , м <sup>3</sup>	$N$ , кВт	№	$D \times L$ , м	$V$ , м <sup>3</sup>	$N$ , кВт	№	$D \times L$ , м	$V$ , м <sup>3</sup>	$N$ , кВт
1	1	3,6×4,5	40	1000	3	3,6×5,0	45	1250	2	3,6×5,0	45	1250
2	6	3,85×4,5	44	1250	8	3,6×5,0	45	1250	7	3,6×5,0	45	1250
3	11	3,6×4,5	40	1000	13	3,6×5,0	45	1250	12	3,6×5,0	45	1250

Значения коэффициента использования измельчительного оборудования (КИО) на момент проведения исследований приведен в таблице 2.

Таблиця 2

Наименование оборудования	КИО
Мельница МСЦ 3600×4500 – №1	96,6
Мельница МШЦ 3600×5000 – №3	96,9
Мельница МШЦ 3600×5000 – №2	96,9
Мельница МСЦ 3850×4500 – №6	95,4
Мельница МШЦ 3600×5000 – №8	97,0
Мельница МШЦ 3600×5000 – №7	97,0
Мельница МСЦ 3600×4500 – №11	96,8
Мельница МШЦ 3600×5000 – №13	97,1
Мельница МШЦ 3600×5000 – №12	97,1

Стержневые мельницы работают в открытом цикле, а шаровые – в замкнутом цикле с гидроциклонными установками "Conticlass<sup>®</sup>", которые являются фирменным продуктом фирмы "Инжиниринг Доберсек ГмбХ" и получили широкое применение на обогатительных фабриках по переработке золотосодержащих и полиметаллических руд [1, 2].

Сливы гидроциклонных установок второй стадии измельчения направляются на межцикловую флотацию, где выделяется медная "головка". Требуемая тонина помола – 60-65% кл. – 0,074 мм. Сливы гидроциклонных установок второй стадии измельчения направляются на флотацию. Требуемая тонина помола – 80-85% кл. – 0,074 мм. При работе первой секции по коллективно – селективной схеме применяется доизмельчение коллективного концентрата в шаровой мельнице М-4, работающей в замкнутом цикле с гидроциклонной установкой ГЦУ-8.

### 2. Анализ работы гидроциклонных установок, установленных в цикле рудного измельчения

Гидроциклонные установки, установленные в цикле рудного измельчения, были рассчитаны на производительность фабрики по одной технологической секции 210-220 т/ч. Повышение объемов переработки руды на Учалинской ОФ до 240-250 т/ч привело к перегрузке насосного оборудования и снижению содержания расчетного класса -0,074 мм в сливе гидроциклонов.

Обследование гидроциклонных установок "Conticlass<sup>®</sup>" свидетельствует о том, что ряд насосов группы Warman типа 8/6 в составе гидроциклонных установок в замкнутом цикле второй стадии измельчения и многие насосы группы Warman типа 10/8 в составе гидроциклонных установок в замкнутом цикле третьей стадии измельчения работают неустойчиво при максимальной частоте вращения рабочего колеса, при этом уровень в зумпфе колеблется в широких пределах, а давление на входе гидроциклонов достигает 1,6 бара. Некоторые установки указанного типоразмера эксплуатируются на повышенной частоте (60 Гц), что позволяет стабилизировать работу насосов, но это приводит к повышенному износу насосов.

Диаметр песковой насадки в гидроциклонах 650CVX, работающих в замкнутом цикле с мельницами второй стадии измельчения, составляет 95 мм, а в гидроциклонах 650CVX, работающих в замкнутом цикле с мельницами третьей стадии измельчения, равна 112 мм. Удельная нагрузка по пескам достигает 4,77 т/(см<sup>2</sup>·час), что однозначно указывает на необходимость увеличения количества гидроциклонов как на второй, так и третьей стадиях измельчения. Повышение диаметра песковой насадки гидроциклонов здесь не уместно, так как это влечет за собой ухудшение эффективности классификации.

Для обеспечения необходимой пропускной способности указанных установок при переходе фабрики на повышенную переработку исходной руды требуется на второй стадии измельчения смонтировать новые гидроциклонные установки на базе насосов Warman 10/8 и трех гидроциклонов типа 650CVX, а на третьей стадии измельчения необходимо смонтировать новые гидроциклонные установки на базе насосов Warman 12/10 и трех гидроциклонов типа 650CVX. В случае, когда ранее установленные гидроциклонные модули включают насосы нужного типоразмера, т.е. установки на базе насоса Warman 10/8EY-M и установки на базе насоса Warman 12/10FFY-АН, рекомендуется увеличить частоту вращения рабочего колеса указанных насосов за счет повышения частоты тока до 60 Гц, так как здесь имеется резерв по мощности и частота вращения рабочего колеса составляет всего 500 об/мин.

В то же время следует считаться с тем, что увеличение нагрузки на каждую секцию Учалинской ОФ до 240-250 т/ч сопровождается снижением тонины помола, что подтверждается результатами генерального опробования. Так в сливе гидроциклонов после второй стадии измельчения содержание расчетного класса -0,074 мм колеблется в пределах от 45,2 до 54,3% при требуемом минимальном уровне 60%, что есть следствием закругления помола шаровых мельниц, так как эффективность классификации по граничному зерну -0,074 мм достигает максимально возможного уровня от 48 до 59%.

Аналогично, в сливе гидроциклонов после третьей стадии измельчения содержание расчетного класса -0,074 мм колеблется в пределах от 68 до 77,12% при требуемом уровне 80-85%, что есть следствием закругления помола шаровых мельниц третьей стадии, так как эффективность классификации по граничному зерну -0,074 мм достигает максимально возможного уровня от 57 до 63%.

## **Підготовчі процеси збагачення**

Так как коэффициент использования измельчительного оборудования достиг предельного значения 95-97%, то для достижения требуемого уровня помола на второй и третьей стадиях рудного измельчения необходимо увеличить вместимость существующих стержневых и шаровых мельниц. Расчет требуемой вместимости мельниц производим при следующих исходных данных:

- производительность по секции – 220 и 240 т/ч
- содержание расчетного класса – 0,074 мм в исходной руде – 8,8%
- требуемое содержание расчетного класса – 0,074 мм в сливе гидроциклонов второй стадии измельчения – 60-65%
- требуемое содержание расчетного класса – 0,074 мм в сливе гидроциклонов третьей стадии измельчения – 80-85%
- удельная производительность стержневой мельницы по расчетному классу – 0,074 мм на первой стадии измельчения – 1,08 (т/м<sup>3</sup>·ч)
- удельная производительность шаровой мельницы по расчетному классу – 0,074 мм на второй стадии измельчения – 1,40 (т/м<sup>3</sup>·ч)
- удельная производительность шаровой мельницы по расчетному классу – 0,074 мм на третьей стадии измельчения – 1,00 (т/м<sup>3</sup>·ч)

Расчетная схема существующего и модернизированного измельчительного цикла приведена соответственно на рис. 1. и рис. 2. В качестве исходной руды в данном расчете принята медно-цинковая руда Учалинского, Узельгинского и Талганского месторождений, коэффициент крепости которых по шкале М.М. Протодяконова составляет 9-10. Для расчета удельной производительности мельниц по каждой стадии воспользовались результатами генерального опробования измельчительного отделения в период с 2010 года по настоящее время. Результаты генерального опробования второй и третьей секций измельчительного отделения Учалинской обогатительной фабрики сведены в таблицу 3. и табл. 4. соответственно.

Таблица 3

Результаты генерального опробования II секции измельчительного отделения Учалинской обогатительной фабрики

Тип руды и месторождения	Удельная производительность, т/(м <sup>3</sup> ·час)			Общая удельная нагрузка $q$ , т/(м <sup>3</sup> ·час)
	1 стадия	2 стадия	3 стадия	
Cu-Zn-руда: Узельгинское, Талганское, Молодежное	1,27	1,17	1,15	1,23
Cu-Zn-руда: Учалинское	1,25	1,90	0,51	1,22
Cu-Zn-руда: Учалинское	0,74	1,71	1,11	1,20
Cu-Zn-руда: Учалинское	1,21	1,44	1,31	1,33
Cu-Zn-руда: Учалинское	1,22	1,23	1,62	1,35
Cu-Zn-руда: Узельгинское, Талганское	1,06	1,42	1,23	1,22
Среднее значение	1,13	1,48	1,16	1,26

## Підготовчі процеси збагачення

Из таблицы 3. следует, что средняя удельная производительность по расчетному классу -0,074 мм на первой стадии стержневого измельчения равна 1,13 т/(м<sup>3</sup>·час), а на второй и третьей стадиям шарового измельчения соответственно 1,48 и 1,16 т/(м<sup>3</sup>·час).

*Таблица 4*

Результаты генерального опробования III секции измельчительного отделения  
Учалинской обогатительной фабрики

Тип руды и месторождения	Удельная производительность, т/(м <sup>3</sup> ·час)			Общая удельная на- грузка q, т/(м <sup>3</sup> ·час)
	1 стадия	2 стадия	3 стадия	
Cu-Zn-руда: Учалинское	1,13	1,18	1,29	1,24
Cu-Zn-руда: Узельгинского, Талганское, Молодежное	0,37	1,11	1,08	0,87
Cu-Zn-руда: Узельгинское, Талганское	0,98	1,10	1,05	1,04
Cu-Zn-руда: Узельгинское, Талганское	1,01	1,46	1,07	1,18
Среднее значение	0,87	1,21	1,12	1,08

Из таблицы 4 следует, что средняя удельная производительность по расчетному классу -0,074 мм на первой стадии стержневого измельчения равна 0,87 т/(м<sup>3</sup>·час), а на второй и третьей стадиям шарового измельчения соответственно 1,21 и 1,12 т/(м<sup>3</sup>·час). Результаты опробования сведены в таблицу 5.

*Таблица 5*

Результаты генерального опробования измельчительного отделения  
Учалинской ОФ

Секции	Содержание кл.-0,074 мм, %				Q, т/час	Уд. нагрузка, q, т/(м <sup>3</sup> ·ч)			Общая q, т/(м <sup>3</sup> ·ч)
	Исходный	Слив 1	Слив 2	Слив 3		I стадия	II стадия	III стадия	
I	8,70	28,60	65,48	76,46	242	1,20	1,98	0,59	1,26
II	8,70	28,00	48,20	74,00	237	1,04	1,06	1,36	1,15
III	8,70	28,30	51,60	66,10	240	1,14	1,24	0,77	1,06

По данным таблиц 1-5 определяем среднее значение удельной производительности по расчетному классу -0,074 мм, которое на первой стадии стержневого измельчения составляет 1,08 т/(м<sup>3</sup>·ч), на второй и третьей стадиях шарового измельчения соответственно 1,40 и 1,00 т/(м<sup>3</sup>·ч), при этом общая удельная производительность по расчетному классу -0,074 мм равна 1,16 т/(м<sup>3</sup>·ч). Эти значения удельной производительности по расчетному классу -0,074 мм положены в основу базовой схемы, представленной на рис. 1.

## Підготовчі процеси збагачення

	Исходная Cu - Zn - руда								
					Производительность, т/ч	220,0			
					Содержание кл. - 0,074 мм	8,8			
Измельчение - I стадия	МСЦ 3600 x 4500								
Вместимость мельницы	м <sup>3</sup>	40							
Уд. пр - ть по кл.-0,074 мм	т/(м <sup>3</sup> ·ч)	1,08							
					Содержание кл. - 0,074 мм,%	28,4			
Измельчение - II стадия	МЦ 3600 x 5000								
Вместимость мельницы	м <sup>3</sup>	45							
Уд. пр - ть по кл.-0,074 мм	т/(м <sup>3</sup> ·ч)	1,40							
					Содержание кл. - 0,074 мм,%	57,1			
Измельчение - III стадия	МЦ 3600 x 5000								
Вместимость мельницы	м <sup>3</sup>	45							
Уд. пр - ть по кл.-0,074 мм	т/(м <sup>3</sup> ·ч)	1,00							
					Содержание кл. - 0,074 мм,%	77,5			
Общая уд.пр-ть по кл.-0,074мм	т/(м <sup>3</sup> ·ч)	1,160							

Рис. 1. Базовая схема существующего измельчительного цикла

Из представленной расчетной схемы существующего измельчительного цикла следует, что при нагрузке на одну технологическую секцию 220 т/час, имеющемся суммарном объеме измельчительных агрегатов (130 м<sup>3</sup>) и достигнутом уровне удельной производительности по расчетному классу -0,074 мм (1,16 т/(м<sup>3</sup>·ч)) невозможно выйти на заданное содержание расчетного класса после второй и третьей стадий измельчения, равной соответственно 60-65 и 80-85%. Указанное качество помола гарантированно достигается при проектной нагрузке по рядовой руде на каждой технологической секции на уровне 200 т/час.

Без изменения фронта измельчения рост переработки до 240-250 т/ч достигается за счет увеличения удельной производительности по расчетному классу -0,074 мм до 1,31 т/(м<sup>3</sup>·ч), что возможно при установке измельчающих валков высокого давления (ИВВД) после мелкого дробления исходной руды, в результате чего крупность дробленого продукта ИВВД снижается до 8-10 мм, при этом руда переходит в метастабильное состояние из-за значительного развития в ней микротрещин. Дробилка ИВВД показана на рис. 2.

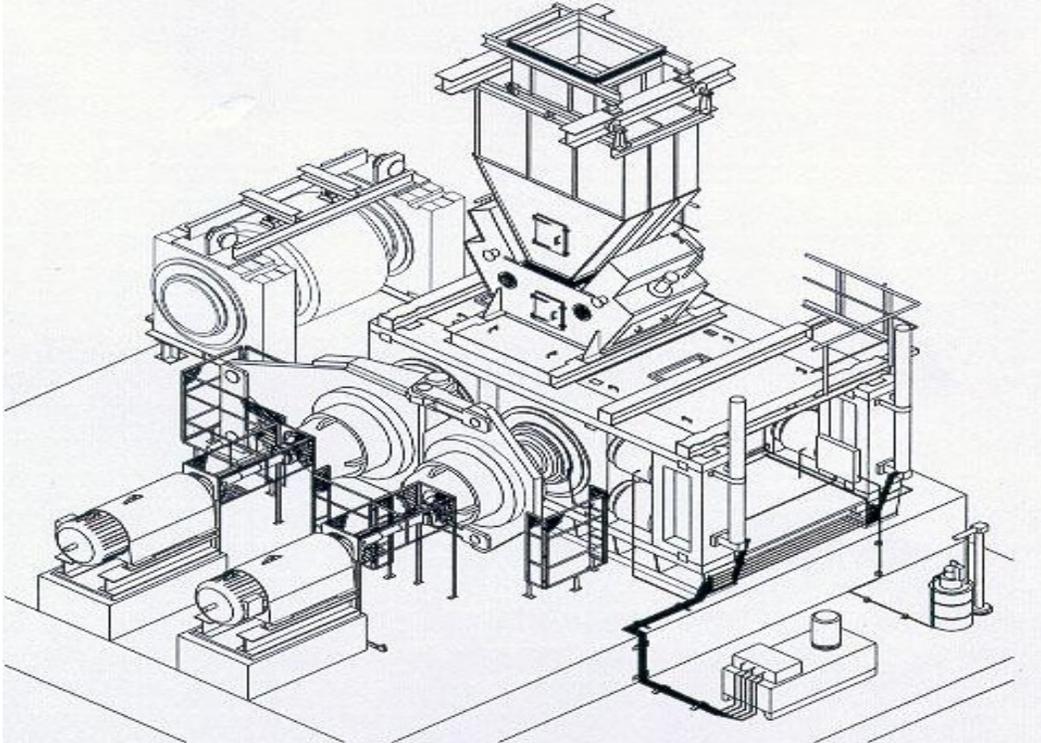


Рис. 2. Измельчающие валки высокого давления (ИВВД)

Исходя из практики применения ИВВД на медных рудах после мелкого дробления и с учетом требуемой производительности по исходному продукту на уровне 1200 т/час предварительно можно назначить следующие технические характеристики валков высокого давления:

- диаметр валков – 2,0 м
- ширина валков – 1,6 м
- частота вращения валков – 20 об/мин
- мощность привода – 2×1750 кВт

В то же время измельчающие валки высокого давления работают малоэффективно при высокой влажности исходной руды (7-11%) и значительном содержании глинистых минералов (20-30%).

Если мы идем по пути наращивания вместимости мельниц за счет повышения их диаметра, то требуемый диаметр стержневой мельницы должен составлять 3,84 м, а диаметр шаровой мельницы второй и третьей стадий измельчения должен быть не менее 3,90 м. В этом случае суммарный объем мельниц составит 152 м<sup>3</sup>. При расчете удельной производительности принимали поправку только на диаметр мельницы, так как измельчаемость руды, тип мельниц и крупности исходного и измельченного продуктов остаются одинаковыми для работающей и проектируемой мельниц.

Схема измельчения при переходе на повышенную переработку представлена на рис. 3.

Что касается применяемых на фабрике измельчающих тел, то их размер не

## Підготовчі процеси збагачення

оответствует оптимальному только на второй стадии измельчения. Так, при фактической максимальной крупности исходного куска руды в питании стержневых мельниц 40 мм, диаметр стержней должен быть согласно формуле В.А. Олевского [4] 100-120 мм, что соответствует диаметру стержней, загружаемых в мельницы первой стадии на Учалинской обогатительной фабрике. На второй стадии измельчения диаметр шаров согласно формуле К.А. Разумова [4] составляет 50-60 мм. На фабрике на второй стадии измельчения размер мелющих тел составляет 80 мм. На третьей стадии измельчения диаметр шаров согласно формуле К.А. Разумова [2] составляет 20-24 мм. На фабрике на второй стадии измельчения сейчас применяют цельпесбы диаметром 27 мм.

	Исходная Cu - Zn - руда						
				Производительность, т/ч	240,0		
				Содержание кл. - 0,074 мм,%	8,8		
Измельчение - I стадия	МЦ 3840 x 4500		И	Поправка на диаметр	1,034		
Вместимость мельницы	м <sup>3</sup>	44					
Уд. пр - ть по кл.-0,074 мм	т/(м <sup>3</sup> ·ч)	1,12					
				Содержание кл. - 0,074 мм,%	29,3		
Измельчение - II стадия	МЦ 3900 x 5000		И	Поправка на диаметр	1,043		
Вместимость мельницы	м <sup>3</sup>	54					
Уд. пр - ть по кл.-0,074 мм	т/(м <sup>3</sup> ·ч)	1,46					
				Содержание кл. - 0,074 мм,%	62,1		
Измельчение - III стадия	МЦ 3900 x 5000		И	Поправка на диаметр	1,043		
Вместимость мельницы	м <sup>3</sup>	54					
Уд. пр - ть по кл.-0,074 мм	т/(м <sup>3</sup> ·ч)	1,04					
				Содержание кл. - 0,074 мм,%	85,6		
Общая уд.пр-ть по кл.-0,074мм	т/(м <sup>3</sup> ·ч)	1,21					

Рис. 3. Схема измельчительного цикла при повышении переработки исходной руды

Из представленной новой расчетной схемы измельчительного цикла следует, что при суммарном объеме измельчительных агрегатов (152 м<sup>3</sup>) и достигнутом уровне удельной производительности по расчетному классу -0,074 мм (1,21 т/(м<sup>3</sup>·ч)) гарантированное содержание расчетного класса после второй и третьей стадий измельчения составит соответственно 62,1 и 85,6%, что отвечает заданным технологическим нормам.

Пропускная способность шаровых мельниц при увеличении нагрузки по секции до 240-250 т/час превышает допустимые нормы, согласно которым удельная производительность мельниц по общему питанию (руда + пески) должна быть не более 10-12 т/(м<sup>3</sup>·час) [3]. В настоящее время по первой и третьей секциям этот показатель составляет 12,5 т/(м<sup>3</sup>·час), а по второй секции на второй стадии измельчения достигает 13,26 т/(м<sup>3</sup>·час). В таких условиях мель-

ниці переполняются пульпой, что снижает их производительность. Дальнейшее сокращение циркуляционной нагрузки в этой связи не представляется возможным, так как по данным опробования в настоящее время циркуляционная нагрузка по второй стадии измельчения составляет по второй стадии измельчения 108-143%, а по третьей стадии измельчения – 70,38-149,5%. Согласно нормам проектирования [3] при грубом помоле (50% класса -0,074 мм), что соответствует условиям второй стадии измельчения, уровень циркуляционной нагрузки должен быть в пределах 200-300%, а при тонком измельчении (85% кл. -0,074 мм), что соответствует условиям третьей стадии рудного измельчения, величина циркуляционной нагрузки должен быть в пределах 300-600%.

### *Выводы*

Повышение объемов переработки руды на Учалинской обогатительной фабрики до 240-250 т/час по одной технологической секции привело к следующим результатам:

1. В сливе гидроциклонов в циклах рудного измельчения и доизмельчения продуктов флотации содержание готового класса значительно ниже установленного технологическими нормами уровня, что есть следствием более грубого помола в шаровых мельницах.

2. Эффективность классификации по граничному зерну -0,074 мм гидроциклонных установок фирмы "Инжиниринг Доберсек ГмбХ" в циклах рудного измельчения на второй стадии составляет 48-59%, на третьей стадии – 57-63%, при этом циркуляционная нагрузка сокращена до технологически предельного уровня.

3. Ряд гидроциклонных установок переведены на повышенную подачу при увеличении частоты вращения рабочего колеса, так как у них есть резерв по мощности приводного электродвигателя и частотного преобразователя.

### **Список литературы**

1. А. Доберсек, В. Файдель. Технологические возможности автоматизированных гидроциклонных установок "Conticlass®". // VI Конгресс обогатителей стран СНГ. 28-30 марта 2007 г.: Сб. материалов. – М., 2007. – Том 1. – С. 26.

2. В. Файдель. Совершенствование технологии переработки сульфидных руд золото-содержащих руд месторождений Кокпатас и Даугызтау. // VIII Конгресс обогатителей стран СНГ. 28 февраля – 02 марта 2011 г.: Сб. материалов. – М., 2011. – Том 1. – С. 114-119.

3. Справочник по проектированию рудных обогатительных фабрик: В 2 книгах / Редкол. О.Н. Тихонов и др. – М.: Недра, 1988. – Книга 1 / В.Ф. Баранов, П.С. Вольфсон, П.И. Круппа и др. – 374 с.

4. Клебанов О.Б., Шубов Л.Я., Щеглова Н.К. Справочник технолога по обогащению руд цветных металлов. – М.: Недра, 1974. – 472 с.

© Кирнарский А.С., 2016

*Надійшла до редколегії 29.02.2016 р.*

*Рекомендовано до публікації д.т.н. П.І. Пиловим*